



Exploitation sélective de gisements massifs de métaux non ferreux

Damien Goetz

► To cite this version:

Damien Goetz. Exploitation sélective de gisements massifs de métaux non ferreux. Géologie appliquée. École Nationale Supérieure des Mines de Paris, 2000. Français. NNT : 2000ENMP1213 . pastel-00578193

HAL Id: pastel-00578193

<https://pastel.archives-ouvertes.fr/pastel-00578193>

Submitted on 18 Mar 2011

HAL is a multi-disciplinary open access archive for the deposit and dissemination of scientific research documents, whether they are published or not. The documents may come from teaching and research institutions in France or abroad, or from public or private research centers.

L'archive ouverte pluridisciplinaire **HAL**, est destinée au dépôt et à la diffusion de documents scientifiques de niveau recherche, publiés ou non, émanant des établissements d'enseignement et de recherche français ou étrangers, des laboratoires publics ou privés.



ECOLE DES MINES
DE PARIS

Collège doctoral

N° attribué par la bibliothèque

□□□□□□□□□□

THESE

pour obtenir le grade de

Docteur de l'Ecole Nationale Supérieure des Mines de Paris
Spécialité "Technique et Economie de l'Exploitation du Sous-sol"

présentée et soutenue publiquement par

Damien GOETZ

le 18 décembre 2000

EXPLOITATION SELECTIVE DE GISEMENTS
MASSIFS DE METAUX NON FERREUX

Directeur de thèse : Michel DUCHENE

Jury

| | | | |
|--------------------|------------------|--------------------------|------------|
| Michel L. BILODEAU | Professeur | Université Mac Gill | Rapporteur |
| Jack Pierre PIGUET | Professeur | INPL | Rapporteur |
| Rachid BENYAKHLEF | Docteur de l'EMP | Managem-ONA | Examineur |
| Michel DUCHENE | Professeur | Ecole des Mines de Paris | Examineur |
| Gilbert FRADE | Professeur | Ecole des Mines de Paris | Examineur |

REMERCIEMENTS

Vous avez été nombreux, durant les années que j'ai consacrées à ce travail, à m'apporter votre soutien. Je ne me lancerai pas dans une longue énumération, mais je vous adresse à tous mes remerciements les plus sincères.

Je dois néanmoins des remerciements tout particuliers à deux personnes.

Tout d'abord Michel Duchène, qui a bien voulu diriger ce travail de thèse et avec qui j'ai eu des discussions très fructueuses. Outre son encadrement, je lui dois la grande majorité de mes connaissances en économie minière, mais je lui dois surtout d'avoir choisi de démarrer ma carrière dans l'industrie minière à ma sortie de l'école des Mines.

Ensuite Rachid Benyakhlef, avec qui j'ai eu la chance de travailler durant les deux années que j'ai passé à l'ONA au Maroc. Je lui dois de m'avoir initié au sujet de la sélectivité auquel j'ai consacré ce travail. Je lui dois de m'avoir fourni les domaines d'application de mes travaux. Mais comme pour Michel Duchène, je lui dois surtout de m'avoir guidé dans mes premiers pas d'ingénieur et d'avoir consolidé mon amour pour le métier de mineur.

SOMMAIRE

Exploitation sélective de gisements massifs de métaux non ferreux

| | |
|---|------------|
| Résumé Signalétique | 5 |
| Résumé | 9 |
| Introduction | 13 |
| Lexique | 17 |
| Partie I : Le contexte général | 23 |
| Chapitre I.I : L'entreprise minière et les projets miniers | 27 |
| Chapitre I.II : Les approches habituelles de la teneur de coupure | 43 |
| Chapitre I.III : Les réactions d'une industrie spécifique face à un marché difficile et instable | 69 |
| Partie II : Teneur de coupure et sélection sur de petits volumes | 81 |
| Chapitre II.I : Structure des ressources et conditions favorables à la sélection | 85 |
| Chapitre II.II : Un modèle par étapes limitantes pour des exploitations sélectives | 115 |
| Chapitre II.III : Exploitation du modèle | 145 |
| Partie III : Les difficultés de la mise en oeuvre | 183 |
| Chapitre III.I : Les problèmes d'estimation globale des gisements | 187 |
| Chapitre III.II : Les problèmes d'estimation géologique locale | 205 |
| Chapitre III.III : Les problèmes de planification à court terme des exploitations | 233 |
| Conclusions et perspectives | 251 |
| Bibliographie | 257 |
| Table des matières | 265 |

RESUME SIGNALETIQUE

Les exploitations minières sont confrontées à des marchés concurrentiels difficiles, avec des prix des matières premières plutôt en décroissance sur le long terme et pour certains particulièrement instables. Ceci conduit les opérateurs à rechercher de nouvelles approches de l'exploitation, avec deux objectifs : d'abord tirer un meilleur profit de leur "gisement" ; ensuite disposer d'une capacité de réaction, d'adaptation à des conditions changeantes.

Ces deux objectifs conduisent à s'intéresser à la teneur de coupure. Ce paramètre essentiel définit la limite entre "minerais" et "stérile". Il est utilisé au stade de l'étude du projet minier et sert alors à la définition des contours du "gisement industriel".

L'idée développée dans ce document repose sur le fait que lorsque ce paramètre est appliqué à un volume de petite dimension, il peut être ajusté à court terme et permet une sélection plus efficace (en ce sens qu'à un niveau équivalent de récupération de métal, il permet d'écarter un tonnage plus important de matière). Cette idée conduit à proposer un modèle, dérivé des modèles par étapes limitantes, de détermination de la teneur de coupure optimale pour ce type d'exploitation, qualifiées ici de sélectives. Les difficultés de la mise en oeuvre, qu'il s'agisse de difficultés liées à l'estimation géologique ou à la planification à court terme de l'exploitation, sont également abordées.

Mots clés : Gisement, Minerais, Teneur de coupure, Sélectivité, Exploitation sélective.

Mines are presently facing particularly tough markets: indeed the prices of mineral raw materials tend to go down on the long term and, for some products, become exceedingly unstable. This situation induces mining companies to look for new exploiting strategies, with two separate goals in mind: first gain a better profit from their "ore body", then improve their capacity to react and adapt to changing conditions.

Cut off grade may be an opportunity to meet these goals. This important parameter makes a difference between "ore" and "waste". It is used at the project evaluation stage to define the "industrial ore body".

In this document, we develop the idea that implementing cut off on the basis of small selection blocs can be interesting. Indeed cut off could be more reactive in the short term and its implementation would be far more efficient (for an equivalent metal recovery, the tonnage of material to be exploited would be much less). A model for the determination of the optimal cut off grade for this type of exploitation, called selective mining, is proposed. It is derived from the bottlenecks model, used for cut off grades evaluation at the project stage. The difficulties engendered by the implementation of selective mining are also discussed. This includes problems related to geological estimation, as well as short term planning problems.

Keywords : Ore body, Ore, Cut off grade, Selectivity, Selective mining.

RESUME

A la base de l'activité minière se trouve le corps minéralisé. C'est un objet géologique, d'origine naturelle, par essence hétérogène.

Cette hétérogénéité, le mineur la subit et l'utilise. C'est elle qui a permis de définir le corps minéralisé. C'est encore elle qui va conduire à définir, au sein de ce corps minéralisé, le gisement qui sera exploité. Elle intervient donc au stade de l'étude du projet, mais aussi plus généralement dans la planification à long terme et à moyen terme.

Confrontés à des conditions économiques difficiles, avec des cours des matières premières minérales plutôt en recul sur le long terme et particulièrement fluctuants sur le court terme si l'on considère les métaux non ferreux, les opérateurs miniers ont cherché, au début des années 80, à développer de nouvelles approches de l'exploitation, leur permettant de tirer un meilleur profit d'un corps minéralisé. Cela s'est entre autres traduit par la mise en oeuvre de teneurs de coupure assez élevées ; on a alors parlé d'exploitations sélectives, peut-être pour ne pas parler d'écramage.

En fait, l'exploitation sélective peut être envisagée sous la forme de la mise en oeuvre d'une sélection sur un volume de petite dimension. En réduisant ce volume, on peut en effet, pour une même teneur de coupure, éliminer une part plus importante du tonnage du corps minéralisé tout en augmentant la teneur du minerai exploité, donc sans pour autant perdre beaucoup de métal. Dans le même temps, le fait de travailler sur un volume réduit permet d'envisager une réaction rapide de l'exploitation. Ceci étant, cet avantage s'accompagne d'une difficulté : l'apparition de blocs "stérile" imbriqués dans les blocs minerai. Il faut alors tenir compte des travaux à réaliser au "stérile" dans la détermination de la teneur de coupure à retenir pour l'exploitation.

Nous avons proposé un modèle de détermination de la teneur de coupure optimale adapté aux exploitations sélectives. Ce modèle est dérivé des modèles par étapes limitantes. Il conduit donc à des conclusions assez similaires, à savoir que la teneur de coupure optimale peut soit être une teneur de coupure économique, c'est à dire une teneur de coupure déterminée par des conditions strictement économiques (coûts et prix de vente de la substance), soit une teneur de coupure d'équilibre, déterminée par les capacités retenues pour les différentes étapes de l'exploitation et par la distribution des teneurs au sein du corps minéralisé. Nous avons pu établir les conditions nécessaires à la sélectivité, notamment en matière de capacité des différentes étapes du processus d'exploitation, ainsi que les conditions dans lesquelles la sélectivité sera particulièrement efficace, notamment en matière d'importance des différentes étapes et des coûts que portent ces étapes. Nous avons aussi été obligés de constater que la réactivité à des conditions économiques changeantes est limitée à une certaine plage de variation du fait de l'existence des teneurs de coupure d'équilibre.

Finalement, nous avons examiné les aspects pratiques de la sélectivité, en nous intéressant aux problèmes d'estimation géologique à la fois globale (détermination de la distribution des teneurs dans le corps minéralisé) et locale (détermination de la teneur des blocs de sélection), et en examinant les problèmes de planification à court terme que pose l'introduction d'une sélection sur un petit volume.

INTRODUCTION

Minerai : Élément de terrain contenant des minéraux utiles en proportion notable, et qui demandent une élaboration pour être utilisés par l'industrie.

Cette définition tirée du Petit Larousse Illustré introduit remarquablement notre travail. Le novice en matière d'exploitation minière serait certainement surpris : "il n'existe donc pas de définition physique plus claire du minerai?" La suite de la définition montre que les auteurs du dictionnaire ont eux-mêmes été gênés et se sont sentis obligés d'ajouter, entre parenthèses, des références à la nature des roches qui peuvent constituer des minerais, les différentes natures de roches étant très clairement définies par ailleurs.

La plupart des minerais métallifères sont des oxydes [Bauxite, Limonite], des sulfures [Galène, Blende], des carbonates [Malachite, Sidérite], ou des silicates [Garniérite].

Cette gêne rencontrée par les auteurs du dictionnaire, les mineurs eux-mêmes la connaissent. Dans une approche plus pragmatique, on pourrait dire que le minerai est une roche que l'on exploite. L'opérateur qui mène l'exploitation a un objectif, une stratégie. Le minerai ne peut donc être défini que par rapport à cette stratégie.

Dans le contexte économique actuel, la quasi-totalité des opérateurs poursuivent la même stratégie : maximiser la création de richesse. Cette stratégie unique simplifie forcément la définition du mot minerai. On pourrait par exemple retenir :

Élément de terrain contenant des minéraux utiles en proportion suffisante pour qu'il puisse participer à la création de richesse dans le cadre d'une exploitation minière.

Pour autant, cette définition reste floue. Elle fait implicitement référence à une notion de qualité du minerai et à un seuil de sélection sur la base de cette notion, mais sans donner plus de précisions. Dans la plupart des minerais, et en particulier dans les minerais de métaux non ferreux, la notion de qualité est la **teneur**, et le seuil est appelé **teneur de coupure**.

Cette teneur de coupure est un paramètre important des projets miniers. Il conduit à distinguer, au sein d'un "gisement géologique", des parties "minéral" (le "gisement industriel") et des parties "stérile". Sa valeur et l'efficacité de sa mise en oeuvre jouent directement sur les résultats économiques d'une exploitation minière. Par ailleurs, ce paramètre peut aussi être ajusté à des conditions particulières ce qui est d'autant plus intéressant que les mines sont soumises à des conditions difficiles (évolution défavorable des prix sur le long terme, fluctuations rapides et fortes des prix de certaines substances sur le court terme).

Nous examinons dans ce document les possibilités d'amélioration de la mise en oeuvre d'une teneur de coupure. Il s'agit d'une part d'aller vers une sélection plus efficace (en ce sens qu'elle permettrait une bonne récupération du métal en limitant le tonnage initial à exploiter), d'autre part de se doter d'une réactivité forte dans cette sélection, de la possibilité d'ajuster le paramètre à des conditions changeantes. Nous parlerons d'exploitation sélective.

La première partie de ce document introduit le contexte général de l'étude. Nous présenterons d'abord les grandes caractéristiques d'un projet minier et d'une exploitation minière. Nous examinerons ensuite les approches habituelles en matière de choix de la teneur de coupure. Nous montrerons finalement que l'industrie minière est confrontée à des marchés particulièrement difficiles et dispose de peu de moyens de réaction.

Lors de la deuxième partie, nous étudierons les conditions nécessaires à une exploitation sélective. Nous nous intéresserons d'abord à la structure de la minéralisation et verrons qu'une exploitation sélective doit s'appuyer sur un lot de faible dimension. Nous nous interrogerons ensuite sur la modélisation de l'exploitation minière qui convient à une sélection sur de petits volumes. Nous essayerons finalement de dégager les conditions nécessaires pour qu'une exploitation puisse être réactive, et pour que cette réactivité puisse présenter un intérêt.

Finalement, dans la dernière partie de ce document, nous nous pencherons sur les problèmes pratiques de mise en oeuvre de l'approche que nous avons suggérée. Du fait de son objectif pratique, cette dernière partie sera moins théorique et plus appliquée à des exemples réels d'exploitations minières.

Il faut préciser que ce travail a été appliqué à des exploitations de corps minéralisés massifs de métaux non ferreux. Certaines hypothèses (une enveloppe minéralisée indépendante de la teneur de coupure, des prix de vente particulièrement instables, ...) et certaines conclusions proviennent des caractéristiques de ce type de corps minéralisés. Ceci étant, la plupart des raisonnements s'appliquent plus largement à des corps minéralisés non massifs de substances quelconques.

LEXIQUE

Quand un chercheur développe une théorie comme celle-ci, il est pratiquement obligé de créer des expressions nouvelles, parfois des mots nouveaux. Il est donc tenu, s'il veut être compris, de définir chaque mot, chaque expression, d'une façon précise, non-équivoque¹.

Cette partie pourra sembler un peu pénible au lecteur, mais de nombreux termes du langage minier courant seront utilisés au cours de l'étude et certaines précisions dans leurs définitions sont nécessaires afin d'éviter tout malentendu, leur sens dans ce document pouvant être légèrement différent de leur sens habituel ou plus pointu que ce dernier.

Par ailleurs, des termes spécifiques se sont avérés nécessaires dans certains cas. Ils seront donc définis dès maintenant.

Roche minéralisée

Nous entendons par roche minéralisée une roche présentant une teneur anormale en une substance minérale, en dehors de toute considération économique. Ce terme correspond donc à ce que l'on pourrait également appeler du "minerai géologique".

Corps minéralisé

Le corps minéralisé correspond à l'enveloppe géométrique dans laquelle se trouve la roche minéralisée. On pourrait donc également parler de "gisement géologique". Un corps minéralisé sera défini par une géométrie, un tonnage de roche minéralisée, et la teneur moyenne de ce tonnage. Lorsque le bloc de sélection (voir plus loin) aura été choisi, il sera également défini par une distribution statistique des teneurs des blocs de sélection qui le constituent.

Ressources

Les ressources sont définies à un instant donné de l'exploitation. Elles sont égales au tonnage total de roche minéralisée disponible à cet instant. Ces ressources sont initialement indépendantes de la teneur de coupure (voir définition précise ci-dessous), mais leur valeur après une ou plusieurs années d'exploitation pourra dépendre, dans certains cas, des teneurs de coupure pratiquées durant les années précédentes. Nous désignerons les ressources par la notation **Q**. Notons que les géologues ont l'habitude de classer les ressources en trois catégories, suivant leur degré de reconnaissance, donc de fiabilité. Par ordre décroissant, on a les ressources prouvées, les ressources probables, et les ressources possibles. La grandeur à retenir pour **Q** est la somme des ressources pondérées par des coefficients traduisant leurs degrés de fiabilité.

Bloc de sélection

Le bloc de sélection est l'unité (ou le volume, ou encore le tonnage) élémentaire de production. Le bloc de sélection est donc directement lié à la méthode d'exploitation. On pourrait également définir un bloc d'estimation comme étant le volume élémentaire sur lequel se fait l'estimation des teneurs. Nous considérerons par la suite qu'il y a identité entre le bloc de sélection et le bloc d'estimation. Ce point est justifié par le fait que pour décider de conserver (ou de rejeter) un bloc de sélection, il faut que la teneur de ce dernier ait été estimée.

¹ Pierre GY, Hétérogénéité, échantillonnage, homogénéisation, ensemble cohérent de théories, Masson Mesures Physiques, 1988.

En conséquence, le bloc de sélection ne peut, dans le cadre de nos études, être plus petit que le bloc d'estimation. D'un autre côté, il n'y aurait aucun intérêt à estimer les teneurs sur des blocs de dimensions inférieures au bloc de sélection, dans la mesure où l'information supplémentaire fournie ne serait pas utilisée et aurait un coût souvent non négligeable. Nous noterons par la suite S le bloc de sélection.

Teneur minimale

A chaque bloc de sélection, on associe une teneur moyenne. La valeur minimale de ces teneurs est notée t_{\min} . Pour un corps minéralisé donné, cette teneur minimale dépendra du bloc de sélection S . Lorsque le bloc de sélection ne sera pas encore défini, nous noterons cette teneur minimale t_{\min}^S .

Teneur maximale

C'est la plus forte valeur de la teneur d'un bloc de sélection rencontrée dans le corps minéralisé. On retiendra des notations similaires à celles relatives à la teneur minimale.

Coupure

La coupure est une valeur arbitraire, indépendante de toute considération stratégique ou économique, **de la teneur qui fixera le seuil en dessous duquel on ne s'intéressera plus à la roche minéralisée**. Si la teneur d'un bloc de sélection est supérieure à la coupure, celui-ci sera arbitrairement considéré comme minerai et on fera donc l'hypothèse de traiter ce bloc de sélection dans l'usine. Dans le cas contraire, le bloc de sélection sera arbitrairement considéré comme "stérile" et rejeté sans traitement. La coupure pourra varier dans l'intervalle allant de la teneur minimale à la teneur maximale. Nous noterons x la coupure.

Minerai

Le terme minerai désigne la roche minéralisée contenue dans des blocs de sélection eux-mêmes contenus dans le corps minéralisé et dont la teneur est strictement supérieure à la coupure.

Stérile

Le "stérile" est la roche minéralisée contenue dans des blocs de sélection eux-mêmes contenus dans le corps minéralisé et dont la teneur est inférieure ou égale à la coupure. Il faut insister ici sur l'utilisation particulière de ce terme dans ce document. On entend habituellement par stérile la roche qui est extérieure au corps minéralisé et qui est généralement d'une nature différente du minerai. Le "stérile" considéré ici sera toujours intérieur au corps minéralisé. Il pourra dans certains cas être de nature différente du minerai (inclusion d'une lentille d'encaissant au sein du corps minéralisé) ; le plus souvent, il s'agira de la même roche que le minerai, mais dont la teneur sera inférieure ou égale à la coupure. On aurait également pu parler de "stérile inclus", par opposition au "stérile franc".

Gisement

Le gisement correspond à l'enveloppe géométrique dans laquelle se trouve le minerai. Il est donc directement fonction de la coupure et du bloc de sélection. Comme le corps minéralisé, il sera défini par une géométrie, un tonnage de minerai, et la teneur moyenne du minerai.

Réserves

Les réserves représentent le tonnage total de minéral. Pour des ressources données, elles dépendent directement du bloc de sélection et de la coupure. Elles seront une fonction décroissante de la coupure. Les réserves seront égales aux ressources dans le cas où la coupure est prise strictement inférieure à la teneur minimale, et égales à 0 dans le cas où la coupure est supérieure ou égale à la teneur maximale. Nous utiliserons la notation $T(x,S)$ pour les réserves.

Pourcentage minéral

Le pourcentage minéral correspond au rapport des réserves sur les ressources. C'est une fonction décroissante de la coupure, correspondant au pourcentage des blocs de sélection qui seront classés minéral à une coupure donnée. Nous noterons $\%MIN(x,S)$ cette fonction qui prend ses valeurs dans l'intervalle réel $[0, 1]$.

Teneur moyenne des réserves

La teneur moyenne des réserves est la moyenne des teneurs des blocs de sélection dont la teneur est supérieure à la coupure. Elle est une fonction croissante de la coupure, égale à la teneur moyenne des ressources lorsque la coupure est inférieure à la teneur minimale, et égale à la teneur maximale lorsque la coupure est elle-même égale à cette valeur (en toute rigueur, lorsque la coupure est juste inférieure à la teneur maximale). Nous noterons $t_m(x,S)$ la teneur moyenne des réserves.

Pourcentage métal

Le pourcentage métal est défini par le rapport du métal contenu dans les réserves sur le métal contenu dans les ressources. Comme le $\%MIN$, ce sera une fonction décroissante de la coupure, comprise entre 0 et 1. Le pourcentage métal sera noté $\%MET(x,S)$.

Teneur de coupure

Une teneur de coupure sera une valeur particulière de la coupure qui correspondra à un objectif précis. Cet objectif correspondra à une stratégie définie par l'opérateur minier, stratégie qui aura été formulée mathématiquement. Nous retiendrons la stratégie qui consiste à maximiser la création de richesse générée par l'exploitation et simplifierons nos développements par une maximisation de la somme des cash-flows. La teneur de coupure pouvant prendre des formes assez différentes, nous sommes amenés à introduire les trois définitions suivantes, qui nous permettront d'éviter certaines ambiguïtés.

Teneur de coupure économique

La notion de teneur de coupure économique sera introduite à l'occasion de la présentation du modèle par étapes limitantes (voir Chapitre I.II). C'est la teneur qui conduit à maximiser la création de richesse lorsque l'on ne considère qu'une seule étape du processus de production.

Teneur de coupure d'équilibre

La notion de teneur de coupure d'équilibre sera également introduite à l'occasion de la présentation du modèle par étapes limitantes. C'est la teneur qui conduit à la saturation simultanée de deux étapes du processus d'exploitation.

Teneur de coupure optimale

La teneur de coupure optimale est celle qui conduit réellement à la maximisation de la création de richesse lorsque l'on prend en compte la totalité des contraintes auxquelles l'exploitation est soumise. Ce sera soit une teneur de coupure économique soit une teneur de coupure d'équilibre.

PARTIE I

LE CONTEXTE GENERAL

Cette première partie aura avant tout une vocation introductive. Elle est destinée à bien présenter le cadre dans lequel se place notre étude.

Il nous faudra d'abord préciser un peu ce que sont un projet minier et une exploitation minière.

Nous verrons entre autres que la teneur de coupure est un des principaux paramètres des projets miniers et nous consacrerons le deuxième chapitre à l'examen des approches habituelles pour sa détermination.

Finalement, au courant du troisième chapitre, nous montrerons que les exploitations minières sont des industries assez spécifiques soumises aujourd'hui à un contexte économique dur et particulièrement instable. Nous y verrons également comment les mines peuvent réagir et s'adapter à des conditions changeantes.

CHAPITRE I.I

L'ENTREPRISE MINIERE ET LES PROJETS MINERS

L'objet de notre réflexion portant sur la sélectivité et les teneurs de coupure dans les exploitations minières, nous allons tout naturellement commencer par une présentation très rapide du cadre de l'étude : le projet minier et l'entreprise minière.

Nous allons dans un premier temps replacer le projet minier dans son contexte politico-économique. Nous nous intéresserons ensuite tour à tour aux étapes de développement d'un projet minier et à ses principaux paramètres. Finalement, nous tracerons les grandes lignes de l'économie d'une entreprise minière.

Ces éléments nous permettront d'aborder, dès le chapitre suivant, les notions relatives aux teneurs de coupure dans le cadre des projets miniers, donc de la gestion à long terme des exploitations minières.

I.I.1 L'ENTREPRISE MINIERE DANS SON CONTEXTE POLITICO-ECONOMIQUE GENERAL

L'objectif physique de toute entreprise minière réside dans la production d'une substance minérale pour laquelle il existe un besoin. A la base de l'activité se trouve donc ce que l'on a coutume d'appeler un gisement. Pour assurer la cohérence avec la suite de notre propos, nous retiendrons le terme de corps minéralisé. L'activité minière ne pourra se développer que si ce corps minéralisé ou un de ses sous-ensembles s'avère avoir les caractéristiques nécessaires pour que son exploitation présente un intérêt. Cette notion d'intérêt est ici volontairement floue. Elle se réfère à une stratégie qui peut être très différente suivant l'opérateur qui met en oeuvre le projet ou encore suivant le contexte économique dans lequel l'activité va s'inscrire.

De façon très schématique, on pourra distinguer deux extrêmes : l'économie libre ou économie de marché, et, à l'opposé, l'économie planifiée.

I.I.1.1 En économie de marché

Dans le cadre strict d'une économie de marché, l'objectif d'un opérateur minier privé est clair : il s'agit de créer de la richesse en exploitant une ressource naturelle. Dès lors, une exploitation minière n'est possible que si les ressources et les conditions économiques prévisibles à moyen et long terme sont telles que la création de richesse qui en découle est jugée suffisante par l'entreprise qui envisage l'exploitation. Nous restons encore une fois volontairement flou avec le terme suffisante : les critères de rentabilité pour juger de l'intérêt d'un projet sont bien connus en économie de marché (valeur actuelle nette, taux de rentabilité interne, délai de retour), mais tout d'abord chaque opérateur aura ses préférences parmi ces critères et ensuite chaque opérateur aura son propre seuil pour chacun d'eux.

Ces seuils dépendent de l'équipe de direction de l'entreprise et deux entreprises différentes auront peut être des avis opposés sur un même projet dans les mêmes conditions et à un même instant. Mais au delà, les seuils fixés par une équipe de direction évoluent également dans le temps, en fonction de la conjoncture économique et de la situation de l'entreprise. Ainsi, un projet refusé aujourd'hui sera peut-être réalisé dans cinq ans. Un tel changement peut être motivé par des facteurs très variés. L'entreprise dispose peut être d'une capacité d'investissement et n'a pas d'autre projet plus rentable à sa disposition. L'un des gisements en exploitation peut s'épuiser et l'entreprise souhaite conserver son niveau de production...

I.I.1.2 En économie planifiée

Dès lors que l'on quitte le cadre d'une économie de marché et que l'on se place dans un cadre d'économie planifiée ou encore d'économie en autarcie, les objectifs des entreprises, ou de l'Etat d'une façon plus générale, peuvent être très différents.

Un grand nombre de pays en voie de développement, ayant vu l'Europe occidentale se développer à partir de l'industrie lourde, ont considéré, et pour certains considèrent toujours, les ressources minérales comme des richesses nationales. En conséquence, l'exploitation minière n'est plus considérée à l'échelle d'une entreprise et d'un corps minéralisé, mais à l'échelle du pays. Différentes approches peuvent alors être envisagées. Les plus courantes consistent à

valoriser au mieux les ressources minérales en termes de récupération du métal. Il ne s'agit plus ici d'optimiser les critères économiques classiques, mais plutôt de récupérer tout ce qui est "récupérable". Une fois de plus, ce terme reste volontairement flou, la limite pouvant être placée à des seuils très différents :

- assurer un minimum de rentabilité ;
- assurer la couverture des coûts opératoires d'exploitation et des coûts de capital. L'entreprise ne dégage alors plus de bénéfices, mais peut récupérer une part plus importante de son corps minéralisé, donc augmenter sa durée de vie, la masse salariale globale générée, ... ;
- assurer uniquement la couverture des coûts opératoires (l'entreprise ne dégage plus de bénéfices et on admet que l'investissement initial n'est pas à rembourser) ;
- au minimum, limiter les pertes à un niveau qui aura été jugé raisonnable (dans ce dernier cas, l'entreprise a besoin d'un soutien financier).

Il ne s'agit pas pour nous de dissenter sur les mérites d'un système économique par rapport à un autre. Notre objectif est simplement de montrer que dès lors que l'on cherche améliorer ou optimiser une activité industrielle, ce qui sera notre cas, le contexte politico-économique général doit être défini.

I.I.1.3 Le contexte économique de l'étude

Nos raisonnements se placeront dans le cadre d'une économie de marché. Notre objectif sera donc de maximiser la création de richesse, qui est mesurée par la valeur actuelle nette ou somme des cash-flows actualisés du projet.

L'actualisation introduit néanmoins, dans la détermination d'une teneur de coupure, deux types de problèmes, sur lesquels nous aurons l'occasion de revenir par la suite :

- d'abord elle complique sensiblement les formulations mathématiques. Lorsqu'on la prend en compte, la résolution complète d'un certain nombre d'équations devient impossible. Plutôt que de perdre les enseignements précieux que nous apporte une résolution complète, nous avons choisi de négliger l'actualisation dans nos principaux développements. Nous reviendrons néanmoins sur son rôle et discuterons de son influence à partir des résultats que nous aurons mis en évidence. Nous verrons alors que cette simplification se justifie par le fait que les mineurs planifient toujours leurs exploitations de manière à commencer par les zones les plus favorables pour aller progressivement vers les zones qui le sont moins ;
- ensuite elle introduit dans les résultats des phénomènes assez curieux, faisant qu'un même élément de roche pourra être classé minéral ou "stérile" suivant la date à laquelle il serait exploité, indépendamment de toute variation d'un autre paramètre². Nombre de mineurs sont très choqués par ce type de phénomène et n'envisagent pas de mettre en oeuvre une politique d'exploitation de ce type.

² Ce point sera clairement expliqué au chapitre I.II, paragraphe 1.5.

En conséquence, les développements mathématiques que nous présenterons, principalement en deuxième partie de ce document, s'appuieront sur une maximisation de la somme des cash-flows simples, c'est à dire non actualisés³.

I.I.2 L'ETUDE D'UN PROJET MINIER

Les projets miniers étant particulièrement lourds en investissement, la décision de mise en oeuvre doit être mûrement réfléchie et nécessite une étude de faisabilité soignée, donc elle-même assez volumineuse et par conséquent coûteuse. Pour limiter ces coûts pour les projets qui s'avéreraient non rentables, l'étude se fait par étapes allant de l'analyse très grossière à l'étude de faisabilité détaillée.

Au premier stade, il est d'usage fréquent de faire appel à la méthode de la courbe limite tonnage-teneur. Cette méthode consiste à représenter les mines et anciennes mines qui présentent des caractéristiques similaires au corps minéralisé que l'on évalue sur un graphique où l'on porte en abscisses le tonnage de minerai et en ordonnées la teneur moyenne de ce minerai ou la valeur contenue dans une tonne pour les gisements polymétalliques. Ainsi, on peut mettre en évidence une enveloppe inférieure des points représentés : la courbe limite tonnage-teneur. Si le point correspondant au corps minéralisé étudié se place au-dessus de cette courbe, on poursuivra les études économiques en réalisant une véritable évaluation telle que nous allons la décrire. Si au contraire le gisement se place sous la courbe, la faisabilité économique n'est pas du tout évidente. Il faudra alors chercher à augmenter soit le tonnage de minerai, soit la teneur (suivant la position du point représentant le gisement étudié par rapport à la courbe limite), avant de se lancer dans une étude technico-économique fouillée.

La deuxième étape de l'évaluation du projet sera l'étape dite de pré-faisabilité. A ce stade, on arrêtera la plupart des choix techniques sur la base de comparaisons avec des exploitations existantes ou de l'application de règles très générales. Les évaluations économiques seront pour leur part effectuées grossièrement, soit sur la base de l'expérience de la société qui étudie la pré-faisabilité, soit encore sur la base de modèles d'évaluation des investissements et des coûts opératoires.

Si les résultats obtenus sont toujours satisfaisants, on passera à l'étude technico-économique de faisabilité. Il s'agit là de la dernière étape de l'évaluation du projet, et celle-ci devra être assez précise pour que le document permette de prendre une décision d'investissement, qu'elle soit positive ou négative, et pour qu'elle puisse être présentée à des banquiers en vue de l'obtention de crédits si la décision d'investissement est positive. La plupart des incertitudes devront donc être levées, ce qui suppose bien souvent que des essais en laboratoires ou en vraie grandeur aient été réalisés, ... L'évaluation des coûts d'investissement se fera alors sur la base de prix annoncés par les fournisseurs suite à des appels d'offres, les coûts opératoires seront estimés dans le détail à partir des coûts de chaque opération élémentaire et des prix des différents consommables, ...

³ Il faut bien comprendre ici que nous ne négligerons l'actualisation que dans le calcul de la teneur de coupure. Si une décision d'investissement devait être prise, il va de soi qu'elle s'appuierait sur un calcul de valeur actuelle nette et non sur un calcul de somme de cash-flows non actualisés.

Les données relatives au corps minéralisé sont évidemment à la base de l'étude de faisabilité, et au moment où elle est engagée, le service géologique a forcément défini le corps minéralisé, qui est au minimum décrit par :

- le tonnage des ressources T ;
- la teneur moyenne de ces ressources t_{moy} ;
- et la géométrie de ces ressources, ou du moins une géométrie approximative.

Ce corps minéralisé est certainement très loin de tenir compte de toutes les contraintes qui s'appliqueront à l'exploitation, mais certaines d'entre elles auront forcément déjà été considérées. Dans le cas d'un gisement filonien par exemple, une épaisseur minimale de filon aura été prise en compte. Dans tous les cas, une teneur limite aura été retenue pour la définition des ressources. Celle-ci est généralement fixée soit par analogie avec d'autres exploitations qui paraissent comparables à celle envisagée, soit par "avis d'expert", soit encore par une pré-étude plus approfondie, donc en fait une étude de pré-faisabilité. Quoiqu'il en soit, la coupure pré-définie correspond à une approximation assez grossière⁴.

I.I.3 LES PRINCIPAUX PARAMETRES DU PROJET

Nous n'allons pas chercher à donner ici une description détaillée et rigoureuse des études de faisabilité⁵, mais il est intéressant d'examiner rapidement les principales décisions que doivent prendre les responsables de l'étude de faisabilité et leur impact sur la suite de l'étude du projet.

Quatre décisions sont particulièrement importantes pour l'économie future de l'exploitation. Nous distinguons ici les paramètres de base, à savoir le rythme de production et la teneur de coupure, et les grands choix techniques que sont le choix de la méthode d'exploitation et celui de la méthode de traitement.

I.I.3.1 Les paramètres de base

En toute rigueur, les deux paramètres que sont le rythme de production et la teneur de coupure sont étroitement associés. Nous verrons en effet au chapitre suivant que la teneur de coupure dépend des coûts opératoires d'exploitation, qui eux-mêmes dépendent, entre autres choses, du rythme de production.

Dans la pratique, l'optimisation simultanée des deux paramètres est très complexe et pour ainsi dire impossible à mettre en oeuvre. En conséquence, et comme nous l'avons déjà

⁴ Une fois l'étude de faisabilité achevée, on vérifiera a posteriori que l'hypothèse était assez bonne. Si oui, l'étude de faisabilité sera validée ; si non, le travail sera à refaire.

⁵ On pourra pour ceci se reporter à la thèse de A.R. Sayadi, Modélisation d'études de faisabilité technico-économiques d'un projet minier en vue de la réalisation d'un didacticiel de ces études, Ecole des Mines de Paris, 1999.

indiqué, les responsables de l'étude de faisabilité vont avant toute autre chose se fixer une teneur de coupure, soit sur la base d'un avis d'expert, soit par analogie avec une autre exploitation.

Mais même après cette simplification, le choix de la capacité de production reste assez complexe. D'un point de vue strictement économique, on démontre que l'optimum du projet est obtenu pour des rythmes de production très élevés. Ce problème a été étudié par G. Matheron et Ph. Formery⁶, qui, avec des hypothèses simples et réalistes de l'influence du rythme de production sur l'investissement initial et le coût opératoire, ont démontré que l'exploitation d'un gisement devrait toujours se faire sur des durées très courtes, totalement inhabituelles dans la profession (inférieures à 7 ans pour un taux d'actualisation de 10%).

Ce résultat est certainement partiellement faussé. D'abord parce qu'aucune contrainte technique d'exploitation n'est retenue dans leur modèle et que la faisabilité pratique des productions annuelles envisagées est loin d'être certaine. Ensuite parce que les auteurs ont considéré un prix de vente constant quelle que soit la production envisagée, or il est bien évident que si l'on exploite sur une durée très courte un gisement énorme, le marché de la substance en question sera inondé et le cours ne pourra que s'écrouler. Les remarques que nous venons de faire ne s'appliquent néanmoins qu'aux très grands gisements. Pour des gisements de dimension intermédiaire, le résultat établi par G. Matheron et Ph. Formery ne peut être remis en cause. Pour autant, il ne correspond toujours pas aux pratiques habituelles. Cela signifie que les mineurs, tout en sachant que leur intérêt consiste à exploiter le plus rapidement possible, se fixent des limites. Ces limites peuvent avoir diverses origines :

- les cours des matières premières minérales fluctuent dans le temps. Dans le passé, on a pu mettre en évidence des cycles de fluctuation. Exploiter sur une courte durée reviendrait donc à prendre le risque d'exploiter tout le gisement dans une période de faible valeur des cours. Les entreprises minières préfèrent généralement minimiser le risque global en exploitant sur une durée supérieure ou égale à celle du cycle⁷ ;
- le gisement étant toujours au moins partiellement inconnu, les entreprises minières aiment bien prendre du temps, ne serait-ce que pour laisser aux géologues le temps de comprendre la géologie locale et l'origine du gisement. En effet, une fois cette origine comprise, les chances de trouver les éventuelles extensions du gisement sont beaucoup plus grandes. On peut raisonnablement penser qu'il sera finalement plus rentable d'exploiter à un rythme inférieur à celui qui correspondrait à l'optimum économique sur les réserves connues au départ, si cette "lenteur" permet d'exploiter toutes, ou au moins une partie, des extensions du gisement que l'on ne connaissait pas au départ. Ce point est d'autant plus important qu'une grande partie des investissements miniers ne peut être revalorisée après la fermeture ;
- finalement, l'entreprise minière peut aussi s'intéresser à son développement à long terme. Elle préfère alors prendre son temps, dans l'espoir que lorsque la mine qu'elle

⁶ G. MATHERON et Ph. FORMERY, Recherche d'optimum dans la reconnaissance et la mise en exploitation des gisements miniers, Annales des Mines, 1963.

⁷ Il faut noter tout de même que l'histoire récente des cours des matières premières minérales semble remettre en cause cette notion de cycles.

envisage de mettre en exploitation devra fermer, elle aura trouvé un autre gisement, ou un autre projet industriel pour assurer sa continuité.

En d'autres termes, **nous pouvons retenir que l'idéal d'un point de vue économique est d'exploiter rapidement, mais la raison veut que l'on ne descende pas en dessous d'un certain seuil.** Ce dernier est évidemment subjectif et sa valeur dépend avant tout de l'équipe de direction du projet, mais aussi du poids social de l'exploitation, surtout si cette dernière se situe dans une zone isolée.

I.I.3.2 Les principaux choix techniques

Le choix de la méthode d'exploitation dépend avant tout de la géométrie du gisement à exploiter. Les classements des méthodes d'exploitation en méthodes pour gisements en plateaux, pour gisements en semi-dressant, pour gisements en dressants ou encore pour gisements de type amas, en sont la meilleure preuve. En deuxième lieu interviennent les propriétés mécaniques et physico-chimiques moyennes du minerai et de son encaissant immédiat. Les questions économiques n'interviennent finalement qu'en dernier ressort.

La méthode de traitement dépend pour sa part avant tout des caractéristiques physico-chimiques du minerai. La disponibilité de ressources suffisantes en eau peut parfois intervenir dans le choix. Finalement, comme pour la méthode d'exploitation, les raisonnements économiques n'interviennent qu'en dernier lieu, souvent pour choisir entre différentes variantes qui resteraient applicables.

Si les choix que nous venons de décrire semblent assez peu ouverts, ils ont néanmoins un impact non négligeable sur l'étude de faisabilité.

D'abord parce qu'ils conditionnent directement les investissements nécessaires à la mise en exploitation du corps minéralisé et les coûts opératoires futurs de l'exploitation.

Ensuite parce que **la méthode d'exploitation définit ce que nous pourrions appeler le corps minéralisé industriel**, c'est à dire l'objet qui sera réellement exploité. A une méthode d'exploitation correspond une épaisseur minimale de chantier ; si cette épaisseur est supérieure à la puissance du corps minéralisé, on sera obligé d'admettre une dilution, c'est à dire un tonnage supplémentaire, qui peut être parfaitement stérile. A une méthode d'exploitation correspond aussi un salissage, c'est à dire encore une fois un tonnage supplémentaire, cette fois-ci subi et non planifié. Le tonnage des ressources ainsi que leur teneur moyenne est donc forcément modifié par la méthode d'exploitation.

Finalement **la méthode de traitement définit deux grandeurs particulièrement importantes pour l'économie du projet :**

- **la récupération métal du traitement**, que nous notons ρ . Cette récupération définit la part du métal qui pourra effectivement être vendue. Elle intervient donc directement dans l'expression des recettes de la mine ;

- **la teneur du concentré**, que nous notons t_{conc} . Cette notion de teneur doit être prise ici au sens large de qualité. Elle intervient dans la définition du prix de vente du concentré, donc dans les recettes de l'exploitation.

Les différents paramètres du projet étant définis, l'équipe en charge de l'étude de faisabilité n'aura plus qu'à chiffrer les investissements, coûts opératoires et recettes futures de la mine. Comme nous l'avons déjà indiqué, il faudra alors vérifier qu'un certain nombre d'hypothèses qui ont été nécessaires à l'étude (notamment le choix de la teneur de coupure) ne sont pas remises en cause. Si c'est le cas, il ne restera plus qu'à procéder à l'évaluation économique et financière, tout à fait classique, pour aboutir à la décision d'investissement ou à l'abandon du projet.

Il faut retenir de cette description du déroulement de l'étude que dans la pratique, un opérateur minier n'a quasiment pas d'autre solution que de se fixer a priori une teneur de coupure, quitte à reprendre son étude si le choix initial est mis en défaut ultérieurement.

I.I.4 NOTIONS PRINCIPALES D'ECONOMIE D'UNE ENTREPRISE MINIERE

Pour compléter le contexte de notre travail, il nous reste à présenter les principales caractéristiques économiques d'une entreprise minière en fonctionnement.

I.I.4.1 Le fonctionnement de l'entreprise minière

La première étape de l'activité minière consiste à se donner les moyens d'accéder au gisement sur lequel elle doit se développer. On distingue à ce premier stade les **travaux d'infrastructure** et les **travaux préparatoires**.

Sous le terme de travaux d'infrastructure, on place généralement tous les creusements et aménagements qui présentent un caractère général pour l'ensemble de la minéralisation. Ces travaux d'infrastructure sont pour la plupart réalisés avant le démarrage de l'exploitation, et n'entrent donc pas directement dans le fonctionnement d'une entreprise minière. D'un point de vue comptable, les travaux d'infrastructure sont considérés comme des investissements.

Les travaux préparatoires représentent pour leur part les ouvrages nécessaires à une zone limitée de l'exploitation. Ils sont donc effectués au fur et à mesure de l'exploitation et sont comptabilisés dans les coûts opératoires.

Une fois que l'accès au gisement est assuré, il s'agit de l'exploiter, donc d'en extraire la portion jugée intéressante : le minerai. Malheureusement, la morphologie des gisements est le plus souvent assez complexe de sorte que l'on est également amené à éliminer (et éventuellement extraire) des portions jugées inintéressantes (du "stérile"), ne serait-ce que pour pouvoir accéder au minerai.

Dans la plupart des cas, le minerai extrait n'est pas directement commercialisable, sa teneur en substance minérale étant trop faible. On procède donc à une première phase

d'enrichissement sur le site de l'exploitation : le **traitement**. Celui-ci fait appel à des procédés physico-chimiques simples à mettre en oeuvre, tels que la séparation densimétrique ou gravimétrique, la séparation magnétique, la flottation, la cyanuration, la lixiviation, L'objectif à ce stade consiste à produire un concentré, en séparant le minéral de sa gangue.

Finalement, le concentré est **vendu** soit pour une utilisation directe soit encore, et c'est le cas le plus fréquent pour les métaux, pour une fusion qui conduira au métal au seuil de pureté exigé par les utilisations industrielles courantes.

En conclusion, nous **dégageons ici quatre étapes bien distinctes dans le fonctionnement d'une entreprise minière** (nous n'incluons pas ici les travaux d'infrastructures, dans la mesure où ils relèvent de l'investissement, donc de la construction de la mine) :

- les travaux préparatoires ;
- l'exploitation ;
- le traitement ;
- la vente.

Nous verrons que cette **décomposition en étapes du fonctionnement d'une mine** intervient dans nos raisonnements relatifs à la sélectivité.

I.I.4.2 L'économie de l'entreprise minière

Dans ses grandes lignes, l'économie d'une entreprise minière est tout à fait similaire à celle de n'importe quelle autre activité industrielle : au départ, avant le démarrage de la production, on a un investissement de construction; puis, une fois les installations achevées, chaque exercice connaîtra ses flux de dépenses opératoires et de recettes, certains comprenant par ailleurs de nouveaux investissements. Un examen plus fouillé nous permettra tout de même de mettre en évidence certaines particularités importantes de l'activité minière.

I.I.4.2.1 L'investissement minier

La mine est une industrie lourde, donc une industrie qui nécessite des investissements particulièrement importants.

Un ratio couramment utilisé pour avoir un ordre de grandeur de l'investissement minier est l'**investissement unitaire**. Il s'agit du rapport de l'investissement initial par la capacité de production journalière. On arrive classiquement à des valeurs de l'ordre de 30 à 40 kUS\$/(t/j) pour des mines souterraines de minerais métalliques nécessitant un traitement.

Mais l'importance de l'investissement dans le domaine minier par rapport à d'autres domaines industriels est encore mieux illustrée par l'**intensité capitaliste**, c'est à dire le rapport de l'investissement initial sur le chiffre d'affaire annuel moyen. Ce rapport s'élève à 3 pour la mine, à comparer avec des valeurs de l'ordre de 1 pour une industrie de transformation classique ou encore des valeurs de l'ordre de 0,1 pour

les industries de distribution (à l'autre extrême, on trouve des valeurs comprises entre 5 et 7 pour la métallurgie, la chimie industrielle, ...).

I.1.4.2.2 Les recettes de l'entreprise minière

Les recettes de la mine découlent de la vente du produit marchand. Dans quelques cas, celui-ci sera le minerai brut, sans qu'aucun traitement ne soit nécessaire (par exemple certains minerais de bauxite, de fer, de charbon, ...). Mais le plus souvent, il s'agira d'un concentré, ou d'un produit plus élaboré tel que le doré (alliage d'argent et d'or produit par certaines mines d'or) ou encore du métal pratiquement pur, dans les cas où des procédés de traitement par voie hydrométallurgique peuvent être utilisés, ou encore dans les cas où la fusion est possible sur de petites quantités et à de moindres frais (les métaux précieux principalement)⁸.

Dans tous les cas, les recettes de la vente se calculent sur la base d'une quantité de substance valorisante vendue et du prix de vente de cette substance sur un marché mondial. Par tonne de concentré, elle dépendra logiquement de la qualité du produit, qui peut prendre des formes très différentes : le pouvoir calorifique pour le charbon, le pouvoir fertilisant pour les phosphates, l'abrasivité pour les grenats, la blancheur pour le kaolin,

Dans le cas des métaux non ferreux, le principal critère de qualité du concentré sera sa teneur en métal ; ceci étant, la présence de sous-produits et d'impuretés sera évidemment prise en compte.

Le fondeur qui achète le concentré va le transformer en métal pur (ou considéré comme tel) et revendra ce métal. En conséquence, la recette future du fondeur est plafonnée par le produit du tonnage de métal contenu dans le concentré par le prix de ce métal (la récupération lors de la fusion n'étant pas de 100%). Il ne peut donc pas payer au mineur la totalité du métal contenu dans le concentré, sans quoi il ne pourrait couvrir ses dépenses opératoires et encore moins réaliser de profit. En pratique, le prix de vente du concentré sera obtenu de la façon suivante :

- une partie du métal contenu dans le concentré n'est pas payée par le fondeur ;
- au chiffre obtenu ci-dessus, on soustrait les frais de fonderie.

De manière plus explicite, il existe pour chaque métal des formules de vente type qui lient les mineurs et les fondeurs. Ces formules présentent la forme simple de l'équation I.1, dans laquelle α désigne le pourcentage de métal payé au mineur par le fondeur, t_{conc} la teneur du concentré, P le prix du métal sur le marché international et F les frais de fusion, et PV_{conc} le prix de vente du concentré.

$$PV_{\text{conc}} = \alpha \cdot t_{\text{conc}} \cdot P - F \quad (\text{I.1})$$

⁸ Pour simplifier l'exposé, nous utiliserons systématiquement, dans la suite du document, le terme concentré pour définir le produit marchand. Par ailleurs, l'étude étant principalement consacrée aux métaux, ce terme est tout à fait adapté.

Les différents termes de cette formule de vente se négocient entre mineurs et fondeurs et varient d'une année à l'autre. Néanmoins, en pratique, les négociations portent avant tout sur les frais de fusion, qui sont un peu plus complexes que nous ne laissons paraître ici.

Parmi les clauses des contrats entre mineurs et fondeurs, nous pouvons signaler les suivantes :

- en premier lieu, le prix est CIF, c'est à dire que la tonne de concentré est rendue à la fonderie ;
- ensuite le mineur s'engage à fournir une certaine quantité de concentré au long de la période contractuelle (généralement une année). Les quantités à fournir, et les périodes de livraison sont précisées. **Le mineur s'impose donc une contrainte de production de concentré, contrainte qu'il devra ultérieurement respecter ;**
- par ailleurs le mineur et le fondeur procèdent chacun à leur estimation de la teneur moyenne du lot livré. Une différence maximale est prévue au contrat, ainsi qu'est prévue la manière de laquelle sera déterminée la valeur retenue si les deux mesures diffèrent sans que la différence dépasse le seuil retenu. Si maintenant les deux teneurs s'avèrent trop éloignées l'une de l'autre, il sera fait appel à un arbitre extérieur, qui refera une analyse, et dont le résultat fera référence ;
- finalement, le prix retenu pour déterminer la valeur de la livraison effectuée par le mineur sera pris à une date postérieure à la livraison, le délai étant fixé par le contrat. Ce point est dû à la variabilité des prix des métaux.

Au résultat fourni par la formule I.1, le mineur va soustraire les frais de transport du concentré entre la mine et la fonderie ainsi que les taxes à l'exportation s'il y a lieu, pour définir la valeur carreau mine (VCM) d'une tonne de concentré, c'est à dire sa valeur à la sortie de l'usine de traitement. A partir de cette valeur, il est aisé de définir la valeur V d'une tonne de minerai. Si nous notons t_{conc} la teneur du concentré, t la teneur du minerai et ρ la récupération métal du procédé de traitement, cette valeur est donnée par l'équation suivante :

$$V = \frac{VCM \cdot \rho \cdot t}{t_{conc}} \quad (I.2)$$

Il est d'usage courant de définir la valeur du point v , c'est à dire la recette engendrée par l'exploitation d'une tonne de minerai à un point ($\%$, g/t , ...) de teneur :

$$v = \frac{VCM \cdot \rho}{t_{conc}} \quad (I.3)$$

Il apparaît que cette valeur du point dépend des conditions du marché (par le biais de VCM) et des caractéristiques du traitement (par le biais de t_{conc} et de ρ). Elle ne dépend pas de paramètres liés à l'exploitation minière en elle-même.

I.I.4.2.3 Les dépenses opératoires de la mine

Il faut tout d'abord bien distinguer les notions de dépenses et de coûts. La notion de dépense se rapporte à une période de temps, alors que la notion de coût (en toute rigueur on devrait parler de coût unitaire) se rapporte elle à une unité. Dans le domaine minier, cette unité est le plus souvent la tonne de minerai.

Les coûts opératoires d'une exploitation minière peuvent être décomposés de diverses manières.

La plus fréquente, celle mise en oeuvre dans la comptabilité analytique de l'entreprise, distingue :

- le **coût d'exploitation**, ou le **coût mine**, qui découle des dépenses engagées lors des étapes de travaux préparatoires et d'exploitation. Il correspond aux dépenses déjà engagées lorsque la tonne est rendue à l'usine de traitement. Il est fréquent que ce coût comprenne le concassage primaire du minerai ;
- le **coût de traitement**, qui correspond tout simplement aux dépenses engagées lors du traitement du minerai, depuis le concassage secondaire jusqu'à la mise en stock du concentré à la sortie de l'usine ;
- le **coût de commercialisation** correspond aux dépenses imputables au concentré qui sont ultérieures au traitement à proprement parler. Il s'agit du chargement sur des camions, du transport jusqu'à un port, du chargement du bateau, d'éventuelles taxes à l'exportation, ... Ce coût de commercialisation est généralement décompté de la valeur carreau mine du concentré, donc des recettes par tonne de minerai ;
- les **charges de structure**, ou **coûts généraux**, ou encore **coûts d'administration**. Elles regroupent les dépenses liées à tous les services transversaux, tels que la géologie, les ateliers mécaniques et électriques, le magasin, le laboratoire d'analyses, ... Elles comprennent également les dépenses liées à l'administration locale de la mine et éventuellement aux services administratifs centraux.

Cette décomposition présente l'avantage de correspondre à des secteurs de responsabilité bien distincts (mine, usine, service généraux) ; elle permet à chacun de disposer de son indicateur économique.

Un autre type de décomposition est souvent utilisé et pourra nous intéresser par la suite : il s'agit de la décomposition en **coûts directs** et **coûts indirects**.

Les **coûts indirects** correspondent à des dépenses dont le montant, par période de temps, est constant et indépendant du niveau de production. Il s'agit là de la main d'oeuvre sous contrat, des dépenses des services administratifs, ... mais aussi

de certaines dépenses qui relèvent du coût d'exploitation ou de traitement (on peut par exemple penser à l'exhaure, à l'éclairage, au traitement des rejets liquides de l'usine, ...). **Lorsqu'elles sont ramenées à la tonne de minerai, ces dépenses conduisent à des coûts dits variables.** Dans nos raisonnements ultérieurs, **nous serons amenés à prendre ces coûts en considération sous la forme d'une dépense fixe par période.** Nous parlerons de charges fixes.

Les coûts directs correspondent aux dépenses dites variables en ce sens qu'elles sont **liées à la quantité produite**. Il s'agit de la main d'oeuvre payée à la tâche (souvent dite temporaire), de consommables (boulons, remblai, énergie, réactifs du traitement, ...) et éventuellement de royalties. Ces dépenses sont souvent tout simplement proportionnelles à la quantité produite, et **le coût à la tonne qui en découle est souvent dit coût fixe.**

Pour conclure, **il est important d'insister sur le fait qu'un coût est une notion délicate à manipuler.** Le coût correspond au rapport d'une dépense sur une quantité. **Lorsque l'on envisage des modifications** dans une exploitation minière, et que l'on cherche à chiffrer leur intérêt (c'est ce que nous ferons avec l'introduction d'une teneur de coupure), **il est très important de s'assurer qu'elles n'affectent pas les coûts que l'on manipule dans l'évaluation économique** ou d'en tenir compte le cas échéant. Nous reviendrons sur ce point dès le prochain chapitre.

CHAPITRE I.II

LES APPROCHES HABITUELLES DE LA

TENEUR DE COUPURE

La présentation très générale du développement d'un projet minier nous a permis de montrer que la teneur de coupure est un paramètre important des projets miniers sur lequel l'opérateur dispose d'une certaine latitude de choix.

Nous allons maintenant nous intéresser plus précisément à ce paramètre. Nous chercherons ici à comprendre comment il est déterminé, quels sont les facteurs qui participent à sa définition, quel est l'effet sur ce paramètre d'un certain nombre d'autres données de l'exploitation, ...

Nous débuterons par l'approche la plus couramment employée pour la détermination de la teneur de coupure. Cette approche, même si elle est très simple, nous permettra de tirer les principaux enseignements en matière de teneurs de coupure.

Nous examinerons ensuite les modèles dits *par étapes limitantes* qui se sont développés principalement durant les vingt dernières années. Nous verrons qu'au prix d'une approche un peu plus complexe, ces modèles permettent de mieux tenir compte de la réalité d'une exploitation minière.

I.II.1 L'APPROCHE CLASSIQUE DE LA TENEUR DE COUPURE : L'EQUILIBRE ENTRE RECETTES ET COUTS OPERATOIRES

I.II.1.1 Formulation de la teneur de coupure

La détermination classique de la teneur de coupure se fait par le biais d'une équation particulièrement simple :

$$t_c = \frac{CO}{v} \quad (I.4)$$

où CO représente le coût opératoire par tonne de minerai et v la valeur du point telle que nous l'avons définie au chapitre précédent.

Notons en tout premier lieu que cette formulation illustre très clairement la nécessité d'une décision a priori sur le niveau de la teneur de coupure à mettre en oeuvre dans les études de faisabilité. En effet :

- le coût opératoire futur d'une exploitation minière n'est connu, ou du moins n'est estimé avec une précision satisfaisante, qu'à la fin de l'étude de faisabilité. Or la teneur de coupure doit être fixée dès le départ pour définir le gisement pour lequel l'étude de faisabilité est entreprise (plus précisément le tonnage de minerai, sa teneur moyenne, et la géométrie du gisement à exploiter) ;
- la valeur du point fait intervenir deux paramètres importants de la méthode de traitement (le taux de récupération du métal et la teneur du concentré), paramètres dont la détermination fait également partie de l'étude de faisabilité.

Une deuxième remarque intéressante peut être faite dès maintenant : la teneur de coupure n'a aucune raison d'être unique dans la mesure où les deux grandeurs qui interviennent dans son calcul peuvent être variables. En effet :

- la valeur du point dépend avant tout du prix du métal exploité et nous savons que les prix des métaux non ferreux sont particulièrement fluctuants ;
- le coût opératoire peut être variable suivant l'origine du minerai. Certaines zones du gisement peuvent présenter des caractéristiques mécaniques différentes. Elles auront certainement des besoins en soutènement différents, dans certains cas elles pourront même nécessiter la mise en oeuvre de méthodes d'exploitation différentes. De la même manière, la maille de libération peut varier et entraîner des coûts de broyage différents, ou la minéralogie peut évoluer et conduire à des performances très différentes de la méthode de traitement.

Ceci étant, la grande majorité des études de faisabilité n'envisage pas de teneurs de coupure variables dans le temps ou dans l'espace :

- d'abord parce que le fait que la teneur de coupure doive être définie a priori indique qu'au moment où le choix est arrêté, les informations disponibles sur le corps minéralisé et les méthodes d'exploitation et de traitement à envisager sont encore très limitées. Le degré de connaissance va évidemment fortement progresser pendant l'étude de faisabilité, mais comme nous l'avons déjà signalé, l'hypothèse initiale de teneur de coupure ne sera remise en cause que si les conclusions de l'étude s'en avèrent très éloignées ;
- ensuite parce que si l'on sait que les cours des métaux sont variables, il est extrêmement difficile d'anticiper l'évolution future du cours d'une substance donnée. Plutôt que de se lancer dans des prévisions complexes et peu sûres, les industriels préfèrent partir de l'hypothèse d'un cours constant tout au long du projet étudié. On cherche donc simplement à définir un cours de tendance, c'est à dire le cours moyen que l'on peut espérer obtenir pendant la durée de vie prévue du projet.

La teneur de coupure retenue dans un projet minier est donc le plus souvent unique et définie à partir du coût opératoire moyen déterminé dans l'étude de faisabilité et de la valeur du point qui découle du cours de tendance retenu pour le métal et des hypothèses retenues sur les résultats du traitement.

La formulation présentée dans l'équation I.4 s'applique à des gisements simples comprenant une seule substance valorisante. Dans le cas de gisements polymétalliques, on se ramènera à cette équation en passant par le biais des teneurs équivalentes. Considérons, pour simplifier l'exposé, un gisement à deux métaux. On pourra définir deux valeurs du point v_1 et v_2 suivant l'équation présentée au chapitre précédent. A partir de ces valeurs du point, on peut définir une équivalence entre les deux métaux : un point de teneur en métal 2 conduit à la même recette que v_2/v_1 points de teneur en métal 1. Cette transformation permettra de calculer la teneur équivalente de chaque tonne en métal 1 et de comparer cette teneur à la teneur de coupure que l'on obtient en appliquant l'équation I.4 avec une valeur du point v_1 . Le plus souvent, la teneur de coupure est définie sur la base du métal le plus important.

I.II.1.2 Signification économique de l'approche classique

L'équation I.4 peut être re-écrite sous la forme :

$$t_c \cdot v = CO$$

Cette nouvelle formulation indique très clairement que la teneur de coupure est définie par un raisonnement qui conduit à rechercher l'équilibre entre les recettes et les dépenses par tonne de roche minéralisée. En d'autres termes :

- on exploite toute tonne sur laquelle on gagne de l'argent, même en quantité très limitée ;
- on abandonne purement et simplement toute tonne qui ferait perdre de l'argent.

Cette formulation correspond à une maximisation de la somme des cash-flows. Un raisonnement par l'absurde l'illustre très bien :

- si l'on prenait une seule tonne de plus que ce qui est prévu par cette équation, cette tonne induirait forcément une perte financière et le résultat global serait diminué ;
- réciproquement, si l'on abandonnait une seule des tonnes prévues à l'exploitation, cela reviendrait à abandonner une tonne qui aurait participé à la création de richesse, donc cela se traduirait encore par une diminution du résultat global.

Ceci étant, l'équation I.4 comprend un certain nombre d'hypothèses qui ne sont pas clairement exprimées et auxquelles nous allons essayer de répondre dans les paragraphes suivants :

- d'abord **on pourra s'interroger sur ce qu'il faut exactement entendre par coûts opératoires**. Qu'en est-il par exemple des dépenses relatives à l'investissement initial? Doivent-elles être prises en compte sous la forme d'un coût du capital? Si non, le coût opératoire à prendre en compte correspond-il au coût opératoire total? Certaines parties du coût opératoire ne doivent-elles pas être négligées dans le calcul de la teneur de coupure?
- ensuite, **est-on bien sûr que les paramètres de l'équation I.4 sont bien indépendants les uns des autres?** Plus précisément, les deux paramètres coût opératoire et valeur du point sont-ils bien indépendants de la teneur de coupure?
- nous avons indiqué que nous chercherions à maximiser la création de richesse, or nous venons de constater que l'équation retenue pour la définition de la teneur de coupure ne maximise pas la valeur actuelle nette, mais la somme des cash-flows non actualisés. Qu'en serait-il si l'on tenait compte de l'actualisation dans la détermination de la teneur de coupure? **Le fait de négliger l'actualisation est-il acceptable?**
- finalement, **nous ne pourrions éviter de nous interroger sur la notion**, très mal définie, d'écémage.

I.II.1.3 Que faut-il intégrer dans les coûts opératoires ?

I.II.1.3.1 Quid de l'investissement initial ?

L'équation I.4 ne fait pas intervenir l'investissement initial. Ce point choque souvent les personnes qui sont amenées à s'interroger sur la teneur de coupure. L'investissement correspond à une dépense nécessaire à la mise en exploitation du projet, il joue un rôle de première importance dans la rentabilité d'un projet minier, on s'attend donc à le voir apparaître dans la détermination d'un paramètre économique tel que la teneur de coupure.

Cette absence de l'investissement est pourtant parfaitement logique. En effet, au moment où la question de la sélection se pose, l'investissement a déjà été engagé et le mineur est forcément ramené au raisonnement que nous avons présenté précédemment. Toute tonne qui couvre au moins les coûts opératoires est donc bonne

à prendre, sachant que :

- l'application d'une teneur de coupure donnée conduit à exploiter un gisement, sous-ensemble du corps minéralisé, qui ne comprend que des tonnes dont la teneur est supérieure à cette teneur de coupure. En conséquence, la teneur moyenne de ce gisement, fonction de la teneur de coupure, est elle-même supérieure à la teneur de coupure et elle est d'autant plus forte que la teneur de coupure est élevée. Ce point est illustré par la figure I.1, qui donne un exemple d'évolution du tonnage de minerai et de sa teneur moyenne en fonction de la teneur de coupure retenue. Nous reviendrons plus longuement sur les relations entre ces différents paramètres dans la suite de notre document ;

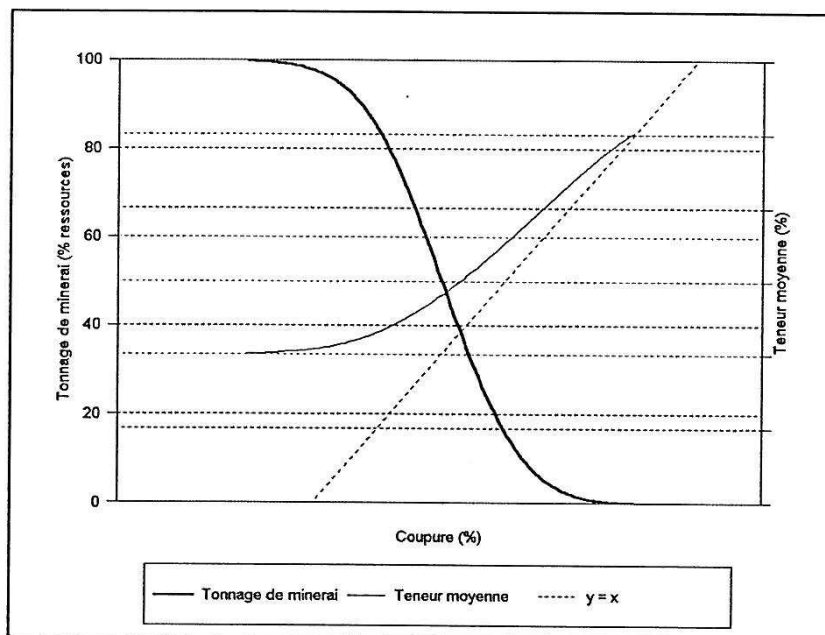


Figure I.1 : Exemple d'évolution du tonnage de minerai et de sa teneur moyenne en fonction de la teneur de coupure retenue.

- la différence entre teneur moyenne et teneur de coupure représente la marge opératoire moyenne par tonne. En multipliant par le tonnage de minerai, on obtient la marge opératoire globale pour l'ensemble du gisement. C'est cette marge opératoire globale qui doit permettre à la fois de rembourser l'investissement initial et d'assurer une certaine rentabilité au projet. L'expression de la marge opératoire globale, toujours hors actualisation, est donnée par l'équation I.5 :

$$M = [t_m(t_c) - t_c] \cdot T(t_c) \cdot v \quad (I.5)$$

- si cette marge est trop faible, elle ne pourra en aucun cas être améliorée par une modification de la teneur de coupure (toute modification de cette teneur de coupure ne pourra que conduire à des résultats économiques encore plus faibles). Cela signifiera simplement que l'exploitation envisagée n'est pas rentable est que le projet doit être abandonné (ou que son exploitation doit être envisagée de manière radicalement différente si c'est possible).

Notre raisonnement pourrait paraître simplifié par le fait que nous ne prenons pas en compte l'actualisation. En effet, l'investissement est réalisé sur une période de temps courte au début du projet ; c'est donc une dépense qui n'est que très peu affectée par l'actualisation et qui, qui plus est, est très importante dans le domaine minier. A l'opposé, la marge future s'établit progressivement tout au long de l'exploitation ; elle est nettement plus affectée par l'actualisation et c'est bien la valeur actualisée de la marge future qu'il faudrait comparer à l'investissement initial. Ceci étant, l'actualisation pèse très lourdement dans la décision d'investissement, mais ne change rien au fait que l'investissement n'intervient pas dans la détermination de la teneur de coupure.

Confrontés à l'argumentation que nous venons de présenter, de nombreux opérateurs miniers s'indignent : "mais si l'on se pose la question dès le début de l'étude de faisabilité au lieu d'attendre d'avoir fini d'investir, la situation est différente".

Cette remarque n'est pas fausse dans la mesure où l'investissement et les paramètres de l'équation I.4 sont liés. En effet, lorsque que dans le cadre de l'étude d'un projet on envisage une variante nécessitant un investissement plus important, c'est soit pour atteindre un coût opératoire plus faible soit encore pour améliorer la valorisation du produit exploité, donc la valeur du point. **Il existe donc bien un lien entre investissement et teneur de coupure. Mais il faut bien comprendre que ce lien n'est qu'indirect : la teneur de coupure ne dépend pas du montant de l'investissement, mais elle dépend des conséquences de ce montant sur le coût opératoire et la valeur du point.**

I.II.1.3.2 Le poids du financement de l'investissement initial

Le raisonnement précédent sur la non intervention de l'investissement dans la détermination de la teneur de coupure admet implicitement qu'il n'y a aucune contrainte temporelle sur la récupération de l'investissement initial. Cette hypothèse est tout à fait théorique : même dans le cas d'un investissement réalisé sur fonds propres, l'actionnaire aura le souci de récupérer assez rapidement les fonds qu'il a engagé dans le projet (ne serait-ce que pour ne plus avoir le souci de ne jamais récupérer sa mise). Lorsque le projet fait appel à des emprunts bancaires, la situation est encore plus claire : le remboursement de l'emprunt est régi par un échéancier très précis. Par ailleurs, les emprunts bancaires génèrent des frais financiers et conduisent donc à une forme de surcoût de l'investissement.

Les financements industriels les plus fréquents reposent sur un échéancier de remboursement par parts constantes du capital et par intérêts décroissants. Les banquiers, soucieux de se protéger d'éventuelles difficultés financières qui pourraient être rencontrées par leurs clients, cherchent normalement à limiter la période de remboursement à une durée sensiblement inférieure à la durée de vie du projet. Le poids de l'investissement est donc loin d'être uniformément réparti dans le temps. Il faut tout d'abord distinguer deux grandes périodes (la période de remboursement des emprunts, la période ultérieure). Il faut ensuite se rappeler que le type d'emprunt conduit à des intérêts annuels lourds au départ et progressivement décroissants. La charge annuelle liée à l'investissement initial est donc maximale au départ et progressivement décroissante pendant la première période. Parallèlement à cela, le rythme de production est au mieux constant. En général, la mise en route d'une exploitation et la pleine maîtrise des méthodes envisagées nécessitent un peu de temps, et le cash-flow avant service de la dette aurait plutôt tendance à être croissant durant les premières années.

On pourrait donc se trouver confronté à des situations dans lesquelles la marge opératoire globale serait suffisante pour couvrir l'investissement initial et assurer la rentabilité recherchée par les actionnaires sur le long terme, mais la marge opératoire annuelle serait trop faible dans les premières années de production pour que l'exploitant puisse couvrir ses dépenses opératoires et le remboursement de ses emprunts.

Ce type de cas est plutôt rare :

- conscient du fait que ses besoins financiers sont particulièrement importants durant les premières années, et dans un souci d'amélioration de sa valeur actuelle nette, l'opérateur minier a normalement pris soin de planifier l'exploitation de manière à commencer par les zones les plus riches et à aller progressivement vers des zones plus pauvres (mais de teneur supérieure à la teneur de coupure). Cette précaution permet souvent d'éviter la situation à laquelle nous venons de faire référence ;
- par ailleurs, le banquier est très attentif au *taux de couverture de la dette* (rapport du cash-flow avant service de la dette par le service de la dette) et cherche normalement à assurer des taux supérieurs à 2. Dans le cas où il considérerait que le taux est trop faible, le banquier serait amené soit à proposer un allongement de la dette (ce qui limiterait le service de la dette annuel) si c'est possible, soit tout simplement à refuser son soutien financier.

Toutefois, si le cas devait se présenter (cela peut entre autres être le cas en cours d'exploitation suite à une forte baisse du cours de la substance exploitée par exemple), l'opérateur se verrait dans l'obligation d'exploiter à une teneur moyenne définie pour assurer un cash-flow permettant de couvrir les dépenses courantes et le service de la dette. Il appliquerait alors la teneur de coupure qui lui permettrait d'atteindre cette teneur moyenne. **En d'autres termes, dans certains cas, l'exploitant pourra être amené à modifier sa teneur de coupure de manière à pouvoir couvrir le service de**

la dette. Il faut néanmoins bien comprendre qu'une décision de ce type conduit à privilégier le cours terme au détriment du long terme. Pour caricaturer, l'exploitant pourra satisfaire son banquier en appliquant une teneur de coupure plus forte mais il paiera ce comportement sur la rentabilité globale future de son exploitation. Aussi longtemps qu'il peut l'éviter, il n'a donc pas de raison d'aller dans ce sens.

I.II.1.3.3 Tous les coûts opératoires doivent-ils être pris en compte ?

Nous aurons l'occasion de revenir plus longuement et de manière plus détaillée sur cette question dans la deuxième partie de ce document (chapitre II.II). Nous pouvons néanmoins d'ores et déjà signaler que de nombreux auteurs indiquent que les coûts des travaux de développement ne doivent pas être pris en compte.

Ce point peut être expliqué par un raisonnement économique qui rejoint celui de l'investissement initial. Les travaux de développement sont forcément antérieurs à la sélection. Au moment où la question de cette sélection se pose, ils ont donc déjà été engagés et ne doivent plus intervenir dans la décision.

Ce raisonnement permet d'établir une conclusion plus large : tous les coûts du passé doivent être écartés dans le calcul de la teneur de coupure. Cette dernière formulation clarifie la situation sur les coûts à exclure du calcul de la teneur de coupure. Pour autant, elle ne répond pas à toutes les questions : comment par exemple faut-il considérer les charges fixes?

I.II.1.4 Coût opératoire et valeur du point sont-ils bien indépendants de la teneur de coupure?

La question que nous posons ici pourra choquer le lecteur. N'avons-nous pas déjà indiqué à plusieurs reprises le fait que la teneur de coupure définit le gisement à exploiter? Elle a donc forcément une grande influence sur les choix techniques tels que les méthodes d'exploitation et de traitement, donc sur le coût opératoire et sur la valeur du point.

Nous nous plaçons ici à un autre niveau de réflexion. Nous admettons en effet que les choix techniques sont arrêtés et que la géométrie du gisement à exploiter n'est que faiblement modifiée par la teneur de coupure. Existe-t-il alors encore une liaison entre les trois paramètres de l'équation I.4? En d'autres termes, existe-t-il entre ces paramètres une liaison qui va au-delà de celle que nous avons déjà mise en évidence?

I.II.1.4.1 La valeur du point

Nous avons vu au chapitre précédent que la valeur du point dépend de la valeur carreau mine du concentré et des deux principaux paramètres du traitement : la récupération métal et la teneur du concentré.

La valeur carreau mine du concentré ne pourrait être modifiée que si la modification de la teneur de coupure avait un impact sur le prix de la substance exploitée. Il est vrai que pour un projet à rythme de production de minerai constant, un changement de teneur de coupure se traduit par un changement de quantité de métal produite par an. Ceci étant, ce changement sera infime par rapport au volume du marché mondial et passera certainement inaperçu⁹.

En toute rigueur, les résultats du traitement dépendent de la qualité du tout-venant. Cette qualité peut être affectée par une modification de teneur de coupure (au minimum, la teneur moyenne sera modifiée), mais là encore, cette modification restera limitée et on peut admettre, en première approximation, qu'elle est négligeable.

L'indépendance entre la valeur du point et la teneur de coupure est donc tout à fait admissible.

I.II.1.4.2 Le coût opératoire

Pour savoir si il y a ou non un lien entre coût opératoire et teneur de coupure, nous allons nous intéresser plus précisément à chacun des trois éléments principaux du coût opératoire que nous avons mis en évidence au chapitre précédent : le coût d'exploitation, le coût du traitement, et les charges de structure.

Nous pouvons décomposer le coût opératoire d'exploitation en nous référant aux opérations élémentaires : foration et tir, déblayage, purge, soutènement, remblayage, extraction, et finalement services communs.

Le coût de ces opérations est-il fonction de la teneur du bloc à exploiter? Un raisonnement simple indique immédiatement que non, dès lors que la géométrie du bloc à exploiter est constante. En effet :

- l'opération de foration-tir nécessite un nombre de trous et une charge en explosif indépendante de la teneur du tonnage à exploiter ;
- l'opération de déblayage est relative à un tonnage, de même que l'opération d'extraction ;
- le coût de la purge et du soutènement est lié à la surface ;
- le remblayage est lié au volume ;
- enfin, les services communs sont ramenés au tonnage.

Tous les paramètres que nous venons de citer sont indépendants de la teneur. Le coût opératoire d'exploitation d'un tonnage donné de minerai est donc indépendant de sa teneur.

⁹ Sauf si l'exploitation en question devait représenter une part majoritaire de la production mondiale, mais cette situation n'existe quasiment pas et lorsqu'elle existe elle conduit à des raisonnements économiques sensiblement différents des raisonnements habituels.

Pour ce qui concerne le traitement, nous allons raisonner en type de dépenses et non en opérations élémentaires. Nous avons vu au chapitre précédent que les principaux postes de dépenses étaient l'énergie, la main d'oeuvre, les réactifs et l'eau, et finalement les pièces de rechange et la maintenance.

La majeure partie de la consommation d'énergie se situe au niveau du concassage-broyage. Il va de soi que cette opération sera parfaitement identique, quelle que soit la teneur d'alimentation de l'usine. De la même manière, les postes de maintenance et de main d'oeuvre sont directement liés à l'équipement et ne dépendent pas de la teneur d'alimentation. Reste alors le poste des réactifs. En toute rigueur, les dosages en réactifs dépendent de la teneur moyenne d'alimentation t_m , donc de la teneur de coupure¹⁰. Ceci étant, pour une variation donnée de la coupure, on aura une variation beaucoup plus faible de la teneur moyenne. On peut donc admettre que le dosage des réactifs n'est que faiblement modifié. Par ailleurs, les réactifs ne représentent eux-mêmes qu'une part limitée du coût opératoire de traitement.

Nous pouvons donc à nouveau admettre qu'en première approximation le coût opératoire de traitement sera indépendant de la coupure¹¹.

Finalement, il est bien évident que, à tonnage de minerai constant, les charges fixes ne dépendent pas de la teneur exploitée.

En conclusion, à méthodes d'exploitation et de traitement fixées, le coût opératoire lié à l'exploitation d'une tonne est bien indépendant de sa teneur.

I.II.1.5 Quelles seraient les conséquences d'une prise en compte de l'actualisation?

Nous avons déjà fait référence à plusieurs reprises au fait que la mesure de la création de richesse est fournie par la valeur actuelle nette, c'est à dire la somme des cash-flows actualisés, et non la simple somme des cash-flows. L'effet de la prise en compte de l'actualisation a été mis en évidence par plusieurs auteurs.

G. Matheron et Ph. Formery¹² ont été parmi les premiers à démontrer que la teneur de

¹⁰ Notons que la consommation de réactifs n'est pas forcément une fonction croissante de la teneur. On peut en effet penser aux cas dans lesquels le réactif sert à déprimer la gangue : plus la teneur sera forte, moins il y aura de gangue, moins on aura donc besoin de déprimant.

¹¹ Cette hypothèse nous paraît tout à fait acceptable pour la plupart des processus de traitement. Toutefois on ne pourra pas l'admettre dans les cas où le dosage en réactifs est très sensible et les réactifs représentent la part la plus importante des coûts. Ce peut être le cas, par exemple, pour le traitement de minerais à or libre par cyanuration et précipitation sur de la poudre de zinc, ou cyanuration et adsorption sur charbons actifs. Dans des cas de ce type, il faudra préciser la liaison entre teneur d'alimentation et consommation de réactifs et en tenir compte dans les études ultérieures.

¹² G. MATHERON et Ph. FORMERY, Recherche d'optimum dans la reconnaissance et la mise en exploitation des gisements miniers, Annales des Mines, 1963.

coupure devait dépendre du taux d'actualisation et que l'effet de l'actualisation serait une augmentation de la teneur de coupure par rapport à la valeur que l'on obtiendrait à partir de l'équation I.4. Ils constataient, dans leur article paru en 1963, que cela ne correspondait pas à la pratique minière et en sont arrivés à abandonner le terme lié à l'actualisation.

L'effet de l'actualisation est prévisible à partir d'un raisonnement économique simple. L'équation I.4 suppose en effet que l'on exploitera toute tonne qui conduit à ne gagner ne serait-ce qu'un centime. Si les tonnes de qualités différentes (donc de teneur différente) sont intimement mélangées au sein du corps minéralisé, cette hypothèse conduit à repousser dans l'avenir l'exploitation de tonnes particulièrement riches en perdant aujourd'hui du temps à exploiter des tonnages de faible intérêt économique. Or l'actualisation déprécie les bénéfices futurs. **Il peut donc être intéressant d'anticiper l'exploitation des tonnes plus riches en admettant d'abandonner des tonnes dont la teneur n'est que très faiblement supérieure à la valeur définie par l'équation I.4.**

Choisissons de formuler la teneur de coupure qui maximiserait la valeur actuelle nette sous la forme de l'équation I.6 :

$$t_c^* = \frac{CO}{v} + \Delta \quad (I.6)$$

En poussant plus loin le type de raisonnement que nous venons de faire, on peut comprendre :

- que le paramètre Δ dépend de la valeur du taux d'actualisation. Plus le taux d'actualisation sera élevé, plus la préférence pour aujourd'hui par rapport à l'avenir sera marquée, plus Δ sera donc élevé ;
- que Δ dépend également de la durée de vie du projet, puisque cette durée conditionne l'importance du rôle du taux d'actualisation. Plus la durée de vie sera grande, plus Δ sera élevé.

L'équation I.6 aurait donc la forme suivante :

$$t_c^* = \frac{CO}{v} + \Delta(a, N)$$

Cette équation fait apparaître un élément nouveau : même en dehors de toute variation d'une des données du projet minier, la teneur de coupure ne serait pas une valeur unique et constante dans le temps. En effet, la durée de vie N du projet diminue d'une année à chaque année d'exploitation. C'est donc un N -uplet de teneurs de coupure qu'il faudrait déterminer dans le cadre des projets miniers et la teneur de coupure serait décroissante d'année en année. On aurait donc une stratégie de teneurs de coupure du type de celle

présentée sur la figure I.2¹³.

K.F. Lane¹⁴ a proposé une approximation de la valeur de Δ . Cette approximation découle d'un raisonnement économique simple sur la baisse de valeur actuelle nette due à un rallongement de l'exploitation. Néanmoins, les approches proposées ne sont pas mathématiquement rigoureuses dans la mesure où, pour déterminer la teneur de coupure à appliquer pour une année donnée, elles supposent que cette teneur de coupure sera appliquée de manière constante tout au long de l'avenir jusqu'à

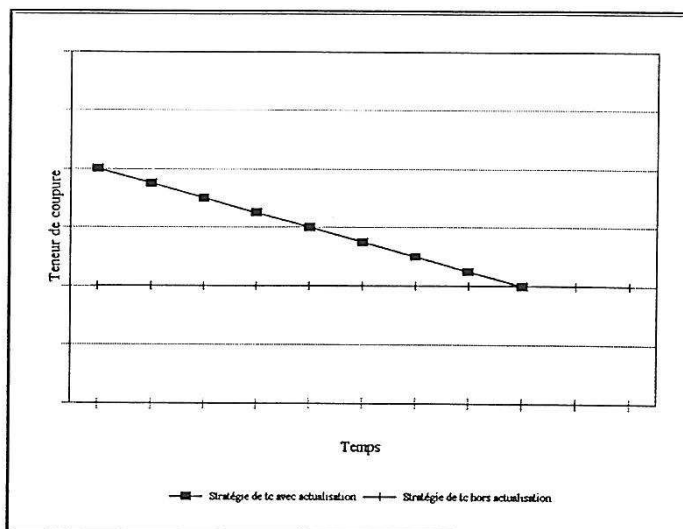


Figure I.2 : Stratégies de teneurs de coupure.

l'épuisement des réserves. Or, on sait bien que les teneurs de coupure futures seront plus faibles dans la mesure où le rôle de l'actualisation va en décroissant.

Revenons à la figure I.2. La ligne avec des marques carrées présente un exemple théorique d'évolution de la teneur de coupure permettant d'optimiser la valeur actuelle nette d'un projet. L'autre ligne présente la teneur de coupure telle que définie par l'équation I.4 pour le même projet. On constatera :

- que la mise en oeuvre d'une stratégie de teneurs de coupure conduisant à optimiser la valeur actuelle nette réduit la durée de vie du projet. Ce phénomène est parfaitement normal : la teneur de coupure appliquée étant plus forte, les réserves sont plus faibles ;
- que la stratégie de teneurs de coupure visant à maximiser la VAN aboutit, pour sa dernière année, à la même valeur que l'équation I.4. Là encore, il n'y a rien de surprenant. Lorsqu'il ne reste plus qu'une année ou moins d'exploitation, maximiser le cash-flow de cette année ou ce même cash-flow divisé par $(1 + a)$ revient strictement au même.

Durant les (N-1) premières années, on aura donc abandonné des tonnages dont la teneur était supérieure à la valeur définie par l'équation I.4, tonnages que l'on aurait été content de pouvoir exploiter durant la dernière année. Pire, on sera amené chaque année à regretter certains tonnages que l'on aura abandonné l'année précédente.

¹³ Nous avons représenté ici une évolution linéaire de la teneur de coupure en fonction du temps. C'est l'évolution qui semble apparaître lorsque l'on établit une stratégie de teneur de coupure par une approche numérique systématique.

¹⁴ The economic definition of ore, Cut off grades in theory and practice, Mining Journal Books Limited, 1988.

La grande majorité des opérateurs miniers est fortement troublée par cet aspect et nombreux sont ceux qui refusent de mettre en oeuvre ce type de résultats. Il faut insister ici sur le fait que les contraintes techniques de la plupart des exploitations minières sont telles que les tonnages abandonnés à un instant donné sont très difficiles à récupérer plus tard. La conclusion est pourtant parfaitement correcte. Elle est strictement liée au calcul économique actualisé¹⁵.

D'autres appliquent ces résultats¹⁶ et se rassurent au besoin en indiquant que l'on pourra stocker les produits de qualité intermédiaire et que les tonnages auxquels nous venons de faire référence ne sont donc pas perdus. Ce type de raisonnement est effectivement correct du point de vue théorique, mais ne pourra que très rarement être mis en pratique :

- d'abord parce qu'il ne faut pas oublier que la mise en stock et la reprise sur stock comprennent un coût, très rapidement supérieur à l'intérêt économique de ce type de pratique ;
- ensuite parce que la plupart des minerais vont subir des transformations chimiques dès lors qu'ils sont stockés à l'air libre et à la pluie. Du fait de ces transformations chimiques, il y a de très fortes chances pour que ces minerais ne soient plus traitables suivant le procédé de traitement habituel, ou pour que la récupération métal soit trop faible pour justifier de leur traitement.

En guise de conclusion sur ce sujet de la prise en compte de l'actualisation, nous pourrions remarquer que son importance dans le cadre des projets miniers est finalement toute relative. La pratique la plus répandue en matière de teneur de coupure dans le cadre de projets miniers est en effet la suivante :

- **l'opérateur minier définit une teneur de coupure unique, indépendante du taux d'actualisation à retenir pour les évaluations économiques, suivant l'équation I.4. Il définit ainsi le gisement qu'il va exploiter ;**
- **par la suite, il planifie son exploitation en cherchant à démarrer par les zones les plus riches de manière à s'assurer de pouvoir couvrir le service de la dette et de manière à maximiser sa valeur actuelle nette. Cette démarche le conduit finalement à mettre en oeuvre une stratégie d'exploitation très proche de celle qui serait dictée par une stratégie de teneurs de coupure visant à maximiser la VAN.**

I.II.1.6 Teneur de coupure et écrémage

Il n'est évidemment pas envisageable de parler de teneurs de coupure sans parler d'écrémage.

¹⁵ Ceci étant, le gain lié à la mise en oeuvre de ce type de stratégie n'est pas forcément très élevé.

¹⁶ D'après les publications de K.F. Lane, ces résultats sont systématiquement mis en oeuvre par la société Rio Tinto, une des toutes premières sociétés minières au niveau mondial.

La mise en oeuvre d'une teneur de coupure conduit à l'abandon d'une partie du corps minéralisé et par la même du métal contenu dans ce corps minéralisé. De plus, cet abandon a un caractère définitif et on ne pourra pas revenir exploiter ce qu'on a laissé, même si un tel retour pouvait s'avérer très intéressant d'un point de vue économique suite à une augmentation notable du prix du métal considéré.

Par le passé, et en fait jusqu'au début des années 80, certaines pratiques d'abandon d'une partie des ressources dans le cadre d'une exploitation étaient qualifiées d'"écrémage", et traiter un mineur d'"écrémeur" était en quelque sorte l'insulte suprême que l'on pouvait lui faire. La signification, très péjorative, de ce terme est facile à comprendre : l'écrémeur est celui qui récupère la plus belle partie d'un corps minéralisé (la crème) en abandonnant le reste (le lait).

Etant donnée l'évolution défavorable, durant les dernières décennies, des prix des métaux et des principaux facteurs des coûts de production, les exploitants se sont vus dans l'obligation de réagir. Nous verrons au prochain chapitre quelles formes de réaction ils pouvaient envisager, mais nous pouvons anticiper un peu ici en indiquant que l'une d'entre elles consiste à rechercher une plus grande efficacité dans la mise en oeuvre de la teneur de coupure. Dans le même temps, il est évident que les teneurs de coupure qu'ils calculaient dans les années 80 étaient sensiblement supérieures à celles mises en oeuvre dans les années 70 et ces teneurs de coupure fortes faisaient inmanquablement penser à l'écrémage. Pour s'affranchir de ce terme, on a alors parlé de sélectivité.

Y a-t-il alors une différence entre sélectivité et écrémage ? N'a-t-on pas, au début des années 80, dans un contexte économique difficile, tout simplement inventé un nouveau terme pour s'autoriser des pratiques jusqu'alors fortement réprouvées ?

La réponse à cette question est bien délicate, ne serait-ce que parce qu'il n'existe de définition claire et rigoureuse pour aucun des deux termes considérés. Si l'on admet que les deux termes sont équivalents, il faut se demander pourquoi les exploitants se sont autorisés, au début des années 80, à pratiquer ce qu'ils s'interdisaient avant. Plusieurs arguments permettraient d'expliquer un tel changement de mentalité :

- **la détérioration des conditions économiques et peut être la baisse de "qualité" des gisements**, les gisements les plus beaux et les plus faciles ayant été exploités les premiers. Ne vaut-il pas mieux abandonner volontairement une partie des ressources et se donner les moyens de survivre, plutôt que d'abandonner involontairement, pour cause de fermeture anticipée, une autre partie de ces mêmes ressources, éventuellement plus grande ?
- **l'implication de plus en plus forte d'opérateurs privés et le désengagement des Etats**. Si les Etats pouvaient s'imposer des objectifs de sauvegarde du patrimoine national que représentaient à leurs yeux les ressources du sous-sol, il n'en est plus de même lorsque la gestion de ces ressources passe aux mains d'entreprises privées. Quelle raison justifierait qu'une holding engagée dans des activités très diverses applique à l'ensemble de ces activités une logique de maximisation de la création de

richesse, mais applique une logique différente à ses activités minières ? Il n'y en a a priori aucune, si ce n'est le respect du patrimoine national. Mais pourquoi une entreprise étrangère au pays aurait-elle ce respect ? Comment, dans ces conditions, les entreprises du pays pourront-elles supporter la concurrence avec les entreprises étrangères ? Il est évident qu'en plus de la privatisation, l'ouverture des frontières conduit à la disparition de cette notion de patrimoine national ;

- finalement, **la disparition de la peur de la pénurie**. Les années 70 ont été marquées par les grandes études de réserves minérales mondiales, visant à définir le nombre d'années de réserves connues pour chaque substance, et donc à en déduire les mesures d'économies à mettre en oeuvre. Dans un contexte tel que celui-ci, toute forme de "gaspillage" était criminelle. Mais ces raisonnements sont très largement dépassés depuis les années 80, du fait de l'émergence du recyclage d'une part et du fait de l'apparition quasi-systématique de produits de substitution à chaque fois qu'une matière première devient trop chère. De la même manière, et du fait de l'ouverture des frontières et de la mondialisation de l'économie, la notion de stocks stratégiques des pays, que ce soit sous forme de métal affiné ou de réserves in situ, disparaît. Les exploitants miniers ne subissent donc plus aujourd'hui cette forte pression, nationale ou internationale, liée à la crainte de la pénurie. En conséquence, la notion de gaspillage perd de son sens.

Il faut bien comprendre que nous ne cherchons pas ici à démontrer l'identité entre les vocables d'écrémage et de sélectivité. L'absence de définition rigoureuse interdit de toute façon toute démonstration. Nous montrons simplement que cette identité est possible, et que dans ce cas l'introduction du terme sélectivité a été une "nécessité" d'origine économique.

Mais faisons table rase du passé et des polémiques, et interrogeons-nous sur le sens que pourraient avoir ces termes aujourd'hui.

La sélectivité apparaît comme une pratique visant à exploiter des ressources définies de manière à maximiser la création de richesse, donc la VAN. Dans le contexte économique actuel, cet objectif est parfaitement légitime. C'est l'objectif que nous avons poursuivi jusqu'à présent dans ce chapitre, et que nous continuerons de rechercher dans la suite de ce document.

Mais cet objectif doit être appliqué à l'ensemble du corps minéralisé connu. En effet, maximiser la création de richesse sur un intervalle de temps fixé conduira systématiquement à des teneurs de coupure plus fortes, donc à abandonner une partie des ressources qui aurait contribué à la création de richesse si l'on avait raisonné sur l'ensemble des ressources. C'est ce que l'on serait amené à faire, mais avec une raison valable, au cas où les cash-flows ne permettraient pas de couvrir le service de la dette. C'est ce que fait un opérateur lorsqu'il cherche à maximiser le cash-flow sur une période de quelques années, voire, pire encore, lorsqu'il cherche à maximiser le cash-flow annuel. Ce type de pratique conduit à une forte création de richesse rapide, mais à une destruction de création de richesse sur le long terme.

En conclusion, nous pouvons définir l'écémage comme une pratique qui consisterait à maximiser la création de richesse en raisonnant sur une période de temps limitée ou sur une partie seulement des ressources.

Nous aboutissons ici à une distinction claire, même si elle n'a pas de caractère universel, entre sélectivité et écémage. Cette distinction pose néanmoins encore une difficulté non négligeable. L'actualisation conduit en effet à déprécier l'avenir, à en diminuer l'importance. On dit fréquemment que l'étude des cash-flows actualisés d'un projet n'a aucun sens au-delà de 25 ans, étant donné qu'à cette distance, le facteur d'actualisation est tellement important que les cash-flows ultérieurs sont totalement négligeables après actualisation. L'actualisation introduirait donc une forme détournée de limitation de l'étude dans le temps. Si cette remarque est exacte, il n'est pas question ici de remettre en cause le calcul actualisé. Nous avons déjà évoqué ce point précédemment en indiquant que la prise en compte de l'actualisation conduirait à abandonner aujourd'hui des tonnages que l'on aimerait pouvoir exploiter demain. Mais nous mettons ici en évidence un élément supplémentaire : **la détermination d'une stratégie de teneurs de coupure visant à maximiser la valeur actuelle nette devrait toujours faire appel à des taux d'actualisation raisonnables, c'est à dire des taux d'actualisation économiques, au sens où on ne les aurait pas artificiellement augmentés pour tenir compte de diverses sources de risques.** Rappelons que la valeur actuelle nette mesure précisément le surplus de richesse créée par rapport à un placement de l'investissement initial du projet au taux a . Dans cet esprit, un taux d'actualisation raisonnable est un taux d'intérêt réel, c'est à dire un taux d'intérêt hors inflation. Pour fixer les idées, les taux d'actualisation à retenir devraient normalement se situer entre 3 et 8%. Les industriels du secteur minier du monde anglo-saxon utilisent fréquemment, pour l'estimation de leurs projets miniers, des taux d'actualisation de l'ordre de 20 à 30%, pour tenir compte des risques de leurs projets. L'utilisation de ce type de taux d'actualisation pour le calcul d'une stratégie de teneurs de coupure visant à maximiser la VAN conduirait à une préférence artificiellement élevée pour aujourd'hui (par rapport au futur) et donc à une forme d'écémage au sens auquel nous l'avons défini ci-dessus.

I.II.2 LES MODELES PAR ETAPES LIMITANTES

La première partie de ce chapitre nous a permis, à partir d'une formulation extrêmement simple, de comprendre ce qu'est une teneur de coupure, comment elle doit être définie, quels sont les éléments qui entrent dans sa détermination, ... **On pourrait néanmoins formuler deux critiques à ce stade :**

- **le rythme de production n'est intervenu à aucun moment dans nos réflexions.** Il est bien évident qu'il participe à la définition des coûts opératoires, donc indirectement celle de la teneur de coupure. **Mais n'y a-t-il pas un lien plus direct entre le rythme de production et la teneur de coupure?** Sommes-nous seulement sûrs que nous serons en mesure d'assurer le rythme de production théoriquement prévu au niveau de coupure défini par l'équation I.4? Le rythme de production peut-il d'ailleurs être défini par une grandeur unique?

- le corps minéralisé est lui aussi absent de la définition de la teneur de coupure. Encore une fois, il intervient indirectement : par les coûts opératoires nécessaires à son exploitation, par la valeur du point qu'il autorise. Mais la structure de la minéralisation n'intervient nulle part.

Nous allons voir que les modèles par étapes limitantes répondent, entre autres, aux deux questions que nous venons de poser. Ces modèles, nés dans les années 60, ont connu un fort développement durant les deux dernières décennies. Leur paternité revient à K.F. Lane, qui a publié les premiers articles relatifs à ces modèles en 1964¹⁷. Il a depuis largement prolongé la réflexion et abouti à la publication d'un document qui fait référence en la matière aujourd'hui : *The economic definition of ore, Cut off grades in theory and practice*, édité par Mining Journal Books Limited en 1988. D'autres auteurs se sont intéressés aux modèles par étapes limitantes. On peut citer H.K. Taylor en 1972¹⁸ puis en 1985¹⁹, G. Joly en 1983²⁰, A. Gallego Rodriguez en 1992²¹, M. Duchène et D. Goetz en 1994²². Ces différents auteurs ont parfois apporté une touche un peu plus personnelle au modèle. Pour le présenter ici, nous avons choisi de nous référer à la publication la plus récente de K.F. Lane.

I.II.2.1 Des matériaux, des étapes, des coûts

K.F. Lane est parti d'un constat simple : du gisement au métal pur, l'exploitant est en fait confronté à trois types de matériaux différents :

- il est d'abord amené à manipuler de la roche (plus ou moins) minéralisée (mineralised material);
- il va ensuite ne traiter qu'une partie de cette roche minéralisée : le minerai (ore) ;
- finalement, il va vendre un produit semi-fini, concentré ou métal suivant les cas. K.F. Lane a choisi de considérer que le produit vendu est le minéral (mineral).

Si maintenant on examine les activités minières, on constate que toutes les opérations sont relatives à l'un de ces trois matériaux. K.F. Lane définit ainsi trois étapes du processus d'exploitation minière :

- l'étape relative à la roche minéralisée est l'étape dite **Mining**. K.F. Lane précise que

¹⁷ *Choosing the optimum cut off grade*, Quarterly of the Colorado School of Mines.

¹⁸ *General background theory of cutoff grades*, Transactions of the Institution of Mining and Metallurgy, Juillet 1972.

¹⁹ *Cutoff grades - Some further reflexions*, Transactions of the Institution of Mining and Metallurgy, Octobre 1985.

²⁰ *Indications complémentaires sur les teneurs de coupure*, Revue de l'Industrie Minérale, Janvier 1983.

²¹ *How to choose the right cut-off grade on the polymetallic ore bodies*, 15ème Congrès Minier Mondial.

²² *Optimal cut off grade: legend or reality?*, 16ème Congrès Minier Mondial.

cette étape a pour objectif de permettre l'accès à tout point du corps minéralisé. A ciel ouvert, cet accès est fourni par l'ensemble de l'exploitation minière. L'auteur précise qu'en souterrain, cette étape est généralement plutôt appelée *Development*. On notera au passage que le choix de l'appellation **Mining** et les développements ultérieurs dénotent le fait que K.F. Lane était dans une optique d'exploitation à ciel ouvert ;

- l'étape relative au minerai est dite **Processing**. Elle comprend toutes les opérations propres au minerai. K.F. Lane distingue ici les mines à ciel ouvert et les mines souterraines : pour la première catégorie d'exploitations l'étape **Processing** comprend l'usine de traitement (mais pas l'extraction du minerai) ; pour la deuxième catégorie, il faut en plus y intégrer l'exploitation minière à l'exclusion des travaux préparatoires ;
- l'étape relative au minéral est dite **Marketing**. K.F. Lane y voit avant tout les opérations liées à la commercialisation du concentré. Ceci étant, le cas d'une exploitation intégrée (mine-fonderie) dont le produit fini serait le métal pur n'est pas exclu et l'étape **Marketing** comprend alors également les opérations de fusion et raffinage.

K.F. Lane insiste sur le fait que dans le cas des mines souterraines cette décomposition diffère très sensiblement de la décomposition habituelle Mine / Traitement. Cette nuance est en effet importante et il est essentiel de bien la conserver en mémoire dans les développements ultérieurs. Nous avons choisi d'écrire ces termes en gras à chaque fois que l'on fait référence aux étapes telles que nous venons de les définir.

A chacune de ces trois étapes, K.F. Lane affecte une capacité et un coût. Ce coût sera calculé à partir des dépenses relatives à l'étape considérée en excluant systématiquement les dépenses indépendantes de la production et fixes par période (de temps). Ces dernières dépenses seront prises en compte ultérieurement. **L'un des grands avantages de cette décomposition réside dans le fait que tous les coûts qui sont définis ainsi sont effectivement indépendants de la teneur de coupure et que le risque d'erreur lié à la manipulation des coûts que nous avons signalé en fin du premier chapitre est ainsi évité.**

En effet, la capacité de l'étape **Mining** est exprimée en tonnes de roche minéralisée qui peuvent être rendues accessibles par unité de temps. Il faut noter que par hypothèse le tonnage total de roche minéralisée est parfaitement indépendant de la teneur de coupure qui pourra être déterminée ultérieurement. Cette hypothèse pose problème dans la mesure où il a bien fallu retenir au préalable un critère (une teneur minimale, une épaisseur minimale de minéralisation, ...) pour la définition du corps minéralisé et que l'on suppose ici que l'application d'une teneur de coupure ne conduit pas à un gisement dont la géométrie serait trop différente de celle du corps minéralisé. **Suivant la description de cette étape qui a été faite ci-dessus, le coût opératoire qui lui est relatif comprendra la totalité du coût opératoire de la mine (travaux préparatoires et exploitation mine) dans le cas d'une exploitation à ciel ouvert, mais ne comprendra que le coût des travaux préparatoires pour une exploitation souterraine.** La construction de ce coût, et en particulier le fait de le ramener à un tonnage de roche minéralisée, le rend parfaitement indépendant de la teneur de coupure qui sera retenue. Notons pour finir que la capacité paraît simple à définir pour une exploitation minière à ciel ouvert (ce serait la capacité de la mine au sens traditionnel du terme), mais est

beaucoup plus difficile à cerner dans le cas d'une mine souterraine dans la mesure où les travaux préparatoires et l'exploitation minière proprement dite sont souvent réalisés par les mêmes équipements.

Pour l'étape Processing, la capacité s'exprime en tonnage de minerai par période. Cette capacité serait égale à la capacité de l'usine de traitement au sens classique du terme dans une mine à ciel ouvert ; elle serait égale à la plus faible des capacités de la mine et de l'usine de traitement pour une mine souterraine. **Le coût opératoire relatif à cette étape est ramené au tonnage de minerai. Il comprend le coût d'exploitation souterraine et le coût du traitement pour une mine souterraine, mais seulement le coût du traitement pour une mine à ciel ouvert.**

Finalement, l'étape Marketing a une capacité exprimée en tonnes de minéral que l'on peut vendre par période. Cette capacité, dont la définition ne pose pas de problème, peut soit être dictée par des contraintes techniques (capacité de transport du concentré, capacité de fusion, ...) soit être imposée par le marché. **Le coût opératoire est de même ramené au tonnage de minéral.**

Pour que le modèle soit complet, il nous reste à introduire les charges fixes par période. Leur valeur est évidemment indépendante du niveau de la teneur de coupure qui sera retenue.

Nous avons introduit ci-dessus trois capacités de production différentes, l'une sur la roche minéralisée, l'autre sur le minerai et la dernière sur le minéral. Quelle est alors la capacité de production réelle de l'exploitation minière envisagée?

En fait, cette capacité est fixée par l'une ou l'autre des trois étapes suivant le niveau de la teneur de coupure envisagée. Le tonnage de minerai et le tonnage de minéral associés à une tonne de roche minéralisée sont des fonctions décroissantes de la teneur de coupure qui sera retenue²³. Pour une valeur donnée de la teneur de coupure, on peut déterminer les temps nécessaires à l'exploitation d'une tonne de roche minéralisée que l'on obtiendrait en tenant compte d'une seule limitation de production.

Pour une valeur donnée de la teneur de coupure, c'est la plus grande des trois durées que nous venons de définir qui est finalement valable (le "débit" de l'ensemble du processus d'exploitation minière est limité par son étape la plus lente) et c'est donc l'étape à laquelle cette durée est relative qui fixe la capacité de production de l'exploitation.

I.II.2.2 Des teneurs de coupure économiques

A partir de la modélisation de l'exploitation minière que nous venons de décrire, K.F. Lane définit le cash-flow par tonne de roche minéralisée, sachant que ce cash-flow prend une forme différente suivant l'étape qui définit la durée d'exploitation. Faisant dans un premier

²³ La liaison entre ces paramètres sera largement développée au chapitre II.I.

temps abstraction de ce point, K.F. Lane examine tour à tour chacune de ces étapes comme si elle était unique. Sur la base de raisonnements économiques assez simples, **il définit ainsi trois valeurs différentes de teneurs de coupure qui correspondent au maximum du cash-flow actualisé pour chacune des étapes.**

Ces teneurs de coupure ont une allure comparable à celle de l'équation I.4. Elles se présentent toujours sous la forme du rapport d'un coût opératoire par une valeur du point, mais l'expression exacte du numérateur et du dénominateur dépend de l'étape qui limite le processus. **C'est pour cette raison que l'on parle de teneurs de coupure économiques.**

Précisons pour finir sur ce point que le développement d'un modèle adapté à notre soucis de mise en oeuvre d'une exploitation sélective sur des supports de faible dimension nous amènera à revenir vers des équations assez comparables dans la deuxième partie de ce document.

I.II.2.3 Quelle teneur de coupure faut-il retenir ?

Il ne peut exister qu'une seule teneur qui maximise la création de richesse, donc une seule vraie teneur de coupure (ce point sera confirmé un peu plus loin). En d'autres termes, des trois valeurs présentées ci-dessus, une seule, au maximum, pourra être la bonne. Il nous reste à savoir laquelle.

Pour comprendre ce point, il faut revenir au fait qu'une étape donnée ne va limiter l'ensemble du processus de production que sur une certaine plage de coupures, et que les étapes vont en fait intervenir l'une après l'autre.

Le plus simple est de passer par une représentation graphique. Si l'on représentait l'évolution du cash-flow actualisé par tonne de roche minéralisée en fonction de la teneur de coupure pour chacune des différentes étapes sur un même graphique, on obtiendrait trois courbes ayant toutes la même allure : une phase croissante, un sommet (dont l'abscisse correspond à la teneur de coupure économique), puis une phase décroissante. Pour une teneur de coupure donnée, seule la valeur la plus basse de ces trois courbes est réalisable : les valeurs plus élevées nécessiteraient en effet des durées d'exploitation plus courtes que ce que ne permet l'étape qui limite la production. En conséquence, c'est donc l'enveloppe inférieure des trois courbes qu'il faut considérer. Deux cas se présentent alors :

- **le sommet de l'enveloppe inférieure est donné par le sommet de l'une des trois courbes. La teneur de coupure à retenir est alors celle déterminée par la formule qui correspond à l'étape représentée par cette courbe. C'est le cas présenté par la figure I.3 ;**

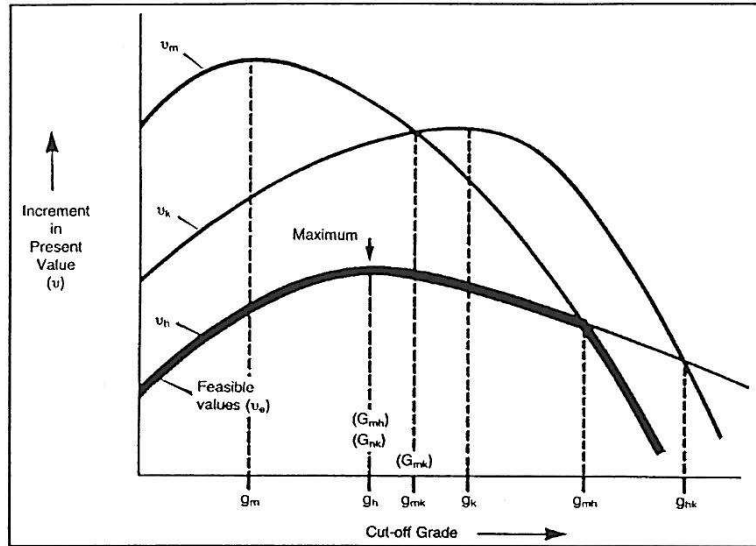


Figure I.3 : Cas où le sommet de l'enveloppe inférieure est donné par le sommet d'une courbe. La teneur de coupure optimale est une teneur de coupure économique. D'après K.F. Lane.

- le sommet de l'enveloppe inférieure n'est pas donné par le sommet de l'une des trois courbes, mais par un point de croisement entre deux courbes. C'est le cas illustré par la figure I.4²⁴. La teneur de coupure est alors définie d'une toute autre manière : on dira qu'il s'agit d'une teneur de coupure d'équilibre.

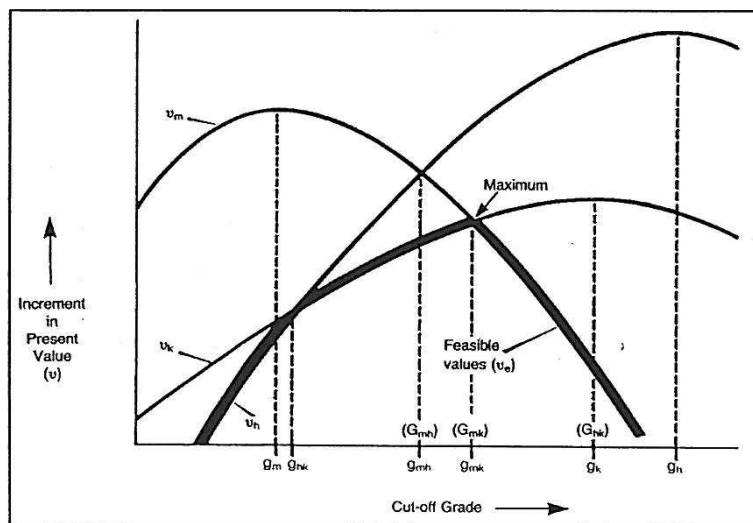


Figure I.4 : Cas où le sommet de l'enveloppe inférieure est donné par un point de croisement. La teneur de coupure optimale est une teneur de coupure d'équilibre. D'après K.F. Lane.

²⁴ Cette illustration, ainsi que la précédente, est tirée de K.F. Lane, *The economic definition of ore*, 1988

I.II.2.4 Des teneurs de coupure d'équilibre

Nous venons de définir les teneurs de coupure d'équilibre comme des teneurs qui correspondent aux points de croisements entre deux courbes. Lorsque deux courbes se croisent, cela signifie que l'expression du cash-flow qui découle de l'équation ? est identique pour chacune d'entre elles. En conséquence, cela signifie que pour cette teneur en particulier, les deux étapes conduisent à la même durée pour l'exploitation d'une tonne de roche minéralisée. En pratique, cela signifie également qu'il y a saturation simultanée des deux étapes considérées.

On démontre qu'il ne peut y avoir qu'un seul point de croisement entre deux étapes et que l'on a donc à considérer trois teneurs de coupure d'équilibre : équilibre **Mining-Processing**, équilibre **Mining-Marketing** et équilibre **Processing-Marketing**.

Ces teneurs de coupure d'équilibre sont définies d'une part par la structure de la minéralisation et d'autre part par les choix techniques de capacité qui auront été retenus pour l'exploitation. Elles ne dépendent ni des coûts opératoires, ni des recettes, ni de l'actualisation.

I.II.2.5 Une teneur de coupure optimale

Conformément aux figures I.3 et I.4, c'est finalement parmi les six teneurs de coupure que nous avons définies ci-dessus que se trouve celle qui s'applique réellement à l'exploitation. Cette teneur de coupure qui maximise l'enveloppe inférieure des trois courbes est appelée teneur de coupure optimale.

On peut aisément démontrer qu'elle est unique : l'enveloppe inférieure de trois courbes qui présentent chacune une phase croissante puis une phase décroissante présente forcément la même allure. Mais suivant les cas (coûts opératoires, recettes, capacités des différentes étapes de l'exploitation, structure de la minéralisation, valeur du taux d'actualisation retenu, ...), l'expression mathématique de la teneur de coupure optimale peut prendre des formes très différentes :

- soit très proches de la forme la plus répandue de la teneur de coupure donnée par l'équation I.4, avec une précision plus grande sur les coûts qui interviennent dans la détermination de la teneur de coupure et la manière de les prendre en compte ;
- soit totalement inattendues et strictement indépendantes des facteurs économiques. Ces formes dépendent de la structure de la minéralisation et des choix techniques de capacité de production qui auront été retenus dans l'étude de faisabilité.

Ce modèle par étapes limitantes nous a permis d'améliorer la compréhension de la notion de teneur de coupure et des règles de choix de la vraie teneur de coupure à appliquer à une exploitation. Il présente l'avantage de bien prendre en considération la réalité du processus d'exploitation et appréhende bien mieux la capacité de production de l'ensemble du processus d'exploitation. Il permet également de s'appuyer sur une décomposition des dépenses

dans laquelle le coût opératoire relatif à chacune des étapes est réellement indépendant de la teneur de coupure.

CHAPITRE I.III

LES REACTIONS D'UNE INDUSTRIE SPECIFIQUE

FACE A UN MARCHE DIFFICILE ET INSTABLE

Les deux chapitres précédents nous ont permis d'abord de mettre en place le cadre général des projets miniers puis d'examiner de manière plus détaillée le fonctionnement d'un des principaux paramètres des projets : la teneur de coupure.

Nous allons maintenant revenir à des considérations un peu plus générales sur l'industrie minière.

Tout d'abord nous allons mettre en évidence certaines spécificités de cette industrie, qui en font une industrie assez rigide, en fait une industrie de long terme.

Cette industrie a été confrontée, durant les dernières décennies, à un marché difficile, et elle a donc dû s'adapter à des cours des métaux souvent au mieux constants sur le moyen et le long terme, et particulièrement volatiles sur le cours terme.

Nous examinerons les différentes possibilités de réactions qui s'offrent aux entreprises minières. Nous verrons que la mise en oeuvre d'une sélection dans le corps minéralisé est une voie intéressante, surtout lorsque l'on dispose d'une grandeur telle que la teneur dont le rôle est important et qui par ailleurs est assez variable. Ces réflexions nous permettront de tracer les grandes lignes de la deuxième partie de notre document.

I.III.1 LES SPECIFICITES DU SECTEUR MINIER

Si l'activité minière est en bien des points comparable aux autres activités industrielles, elle présente toutefois certaines spécificités qui jouent un rôle primordial. Nous ne cherchons pas ici à en faire un inventaire complet et détaillé. Nous nous bornerons à examiner les éléments qui présentent un rapport avec notre réflexion.

I.III.1.1 A l'amont de l'activité : le corps minéralisé

Nous avons déjà indiqué que l'activité minière diffère des autres industries de transformation par le fait qu'elle s'appuie sur un corps minéralisé qu'elle va progressivement consommer. Ce corps minéralisé est à l'origine de bien des spécificités du domaine minier.

D'abord le corps minéralisé impose la localisation. Pour l'exploiter, il faut être sur place. S'il est éloigné des infrastructures existantes, l'opérateur minier sera dans l'obligation de développer lui-même celles qui lui sont nécessaires, avec toutes les conséquences que cela suppose en matière d'investissements, de coûts opératoires,

Ensuite, le corps minéralisé est une source importante de risque dans la mesure où il n'est jamais parfaitement connu. On distingue généralement le risque réserves (erreur sur le tonnage ou la teneur moyenne du minerai) et le risque technique (erreur dans le choix de la méthode d'exploitation ou de la méthode de traitement). Nous verrons plus tard un troisième risque, indépendant du corps minéralisé : le *risque recettes*.

En troisième lieu, le corps minéralisé ne permet que des choix très restreints. Lors du chapitre I.I, nous avons identifié les principaux éléments du choix de la méthode d'exploitation et de la méthode de traitement. En poussant le raisonnement un peu plus loin, on peut montrer que dans les deux cas la liberté de choix est quasi-nulle.

En conséquence, il apparaît que le corps minéralisé conditionne très fortement l'investissement de démarrage d'un projet minier et ses coûts opératoires futurs.

Par ailleurs, le corps minéralisé a un impact encore plus évident sur les recettes.

Si nous faisons le bilan, nous constatons à ce stade que le mineur n'a que très peu de marge dans les choix techniques, donc très peu de possibilités de jouer sur les résultats économiques (coûts opératoires, investissement) du projet. Tout, ou presque, est dicté par le corps minéralisé. Ultérieurement, pendant l'exploitation, il sera également très difficile de réagir à des conditions économiques défavorables. L'investissement initial aura été engagé et devra être remboursé. La forte intensité capitalistique des projets miniers fait que les délais de retour de l'investissement sont toujours longs. Les coûts opératoires resteront pour leur part très étroitement contrôlés par les méthodes mises en oeuvre, qui elles-mêmes resteront contraintes par les caractéristiques du corps minéralisé.

Pour clore cette partie consacrée aux spécificités dues au corps minéralisé, il nous reste à remarquer qu'un corps minéralisé est un objet de dimension limitée et naturellement hétérogène.

Dans la mesure où le corps minéralisé est la source de matière première pour l'exploitation minière, cette hétérogénéité est importante. L'opérateur minier en tient compte à grande échelle, en envisageant des méthodes adaptées aux différentes zones qui se dessinent dans le corps minéralisé, en appliquant une teneur de coupure dans le cadre de son projet d'exploitation, ... Mais cette hétérogénéité existe souvent aussi à une échelle beaucoup plus faible.

Finalement, nous verrons par la suite que la finitude du corps minéralisé joue un rôle très important dans nos réflexions. On peut d'ores et déjà le sentir, en considérant que si les réserves étaient infinies, il n'y aurait pas à s'interroger sur la teneur minimale à laquelle on exploite. Il n'y aurait qu'à exploiter le plus riche !

I.III.1.2 A l'aval de l'activité, le marché des matières premières

Lorsque l'on s'intéresse à l'aval de l'activité minière, une première remarque s'impose d'emblée : **la mine ne peut en général pas modifier le produit qu'elle vend**. En conséquence, la plupart des mines commercialisent des produits parfaitement semblables, aux polluants ou au sous-produits près, et sont en concurrence directe. Ce type de mine n'a pas la possibilité de jouer sur le prix de vente de son concentré.

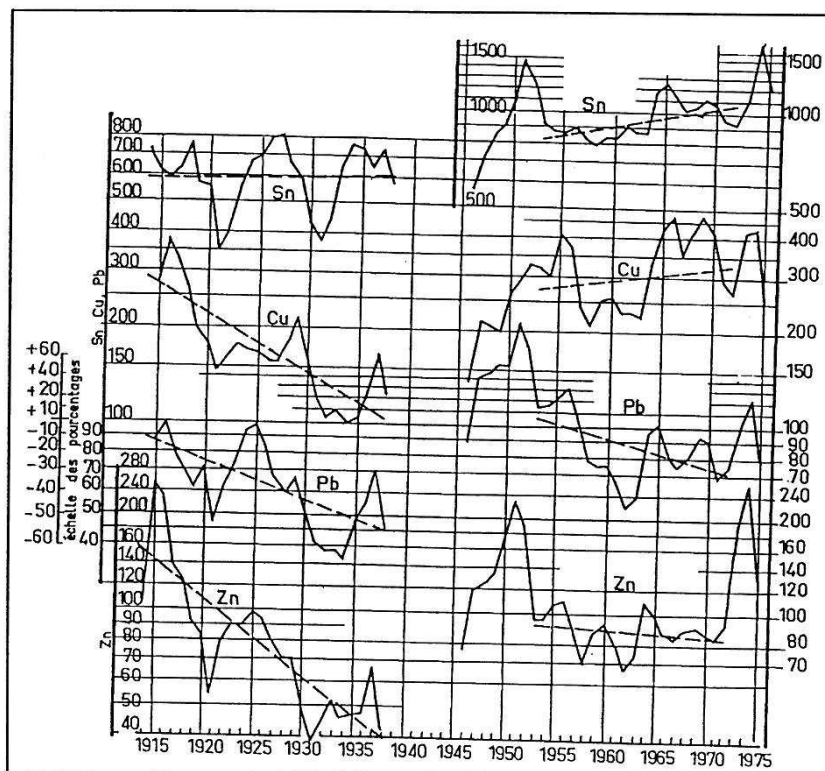


Figure I.5 : Evolution du cours de plusieurs substances sur le long terme, d'après R. Diehtrich.

En deuxième lieu, nous devons constater que les marchés de matières premières minérales sont des marchés très difficiles.

D'abord leur évolution sur le long terme est globalement plutôt défavorable : les cours des matières premières minérales ont plutôt eu tendance à baisser tout au long du 20^{ème} siècle. Cette tendance est illustrée pour plusieurs métaux dans la figure I.5²⁵.

Ensuite, les cours des métaux non ferreux sont aujourd'hui particulièrement instables et d'un comportement quasiment imprévisible.

La figure I.6 donne une illustration de la variabilité du prix du cuivre. On constatera que ce prix varie du simple au double et peut passer d'un extrême à l'autre en l'espace de quelques mois. Les variations en question sont par ailleurs amplifiées par les variations des taux de change.

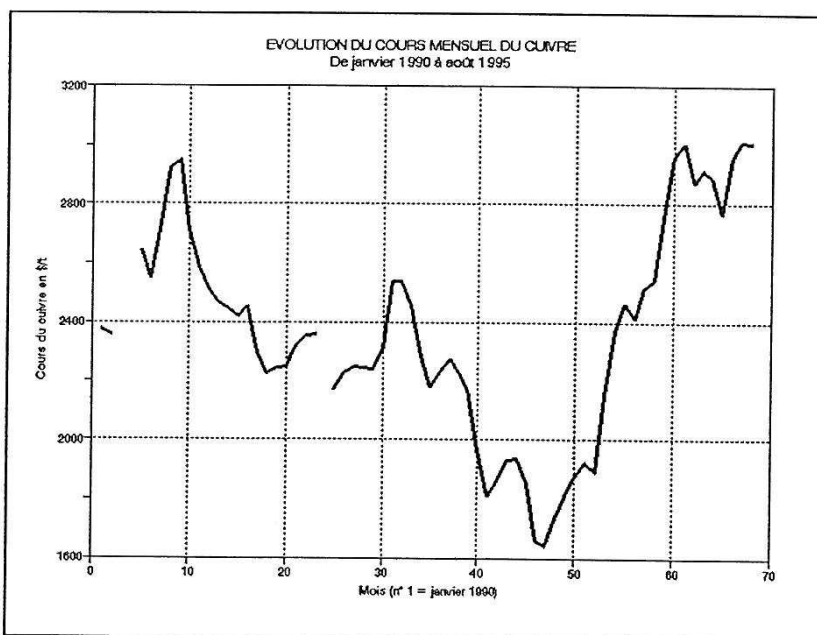


Figure I.6 : Evolution du prix du cuivre entre 1990 et 1995 (source METALEUROPE).

I.III.1.3 Conséquences des spécificités de l'industrie minière

L'ensemble des raisonnements que nous avons développés conduit à un constat plutôt pessimiste :

- les dépenses engendrées par l'exploitation d'un corps minéralisé sont, au moins dans leur ordre de grandeur, dictées par le corps minéralisé et son environnement économique ;
- les investissements sont lourds et présentent des délais de retour longs ;
- les dépenses opératoires sont pour ainsi dire subies et particulièrement rigides ;

²⁵ Cette figure est tirée de Les marchés et la formation des prix des matières premières minérales, R. DIEHTRICH, Revue de l'Industrie Minérale, Janvier 1979.

- les recettes sont imposées par le marché et particulièrement instables dans le temps.

Dans ce contexte, une entreprise minière connaîtra des périodes prospères (les périodes de cours élevés) et des périodes très difficiles (les périodes de cours bas). Le mineur est donc logiquement amené à concevoir son exploitation de telle sorte qu'elle soit la plus compétitive possible. Par ailleurs, dans les périodes difficiles, il est évident qu'il cherchera à réagir et à ajuster son exploitation.

Nous allons voir maintenant de quelles possibilités de réaction il dispose.

I.III.2 LES REACTIONS POSSIBLES D'UNE EXPLOITATION MINIERE DANS UN CONTEXTE ECONOMIQUE DEFAVORABLE ET INSTABLE

I.III.2.1 La fermeture anticipée

La décision de fermeture est toujours une décision de dernier recours, difficile à prendre dans la mesure où elle correspond à un constat d'échec. Elle est d'autant plus difficile à prendre que les délais de retour des investissements miniers sont longs, et que la question de la fermeture peut souvent se poser avant que l'investissement initial n'ait été récupéré. Décider de fermer à ce stade revient donc à faire une croix définitive sur la partie de l'investissement qui n'est pas encore remboursée. Par ailleurs, l'activité minière est telle qu'une exploitation abandonnée est extrêmement difficile à réouvrir par la suite : la fermeture signifie donc quasiment la perte des ressources restantes sur le site d'exploitation²⁶.

D'un point de vue plus global, la fermeture d'une exploitation minière se traduit directement par une baisse de la production. C'est donc une réaction favorable à l'échelle du marché, dans la mesure où elle tend à rééquilibrer l'offre et la demande.

I.III.2.2 La mise en veille

I.III.2.2.1 Fermeture provisoire

La fermeture provisoire est une solution attrayante mais dont la réalisation est souvent bien délicate, et ceci pour deux raisons majeures :

- **la protection sociale en matière d'emplois.** La législation d'un certain nombre de pays a évolué dans le sens où les licenciements sont devenus de plus en plus difficiles et ont un coût élevé. Il est donc délicat d'annoncer une fermeture (et des licenciements), tout en annonçant dans le même temps que l'on continuera à garder sur le site le nombre minimal de personnes nécessaires à la maintenance des installations et que l'on redémarrera dès que la situation se sera améliorée ;

²⁶ La fermeture d'une exploitation minière doit respecter un certain nombre de règles qui engendrent des dépenses non négligeables. Par ailleurs, elle a aussi des conséquences sociales fortes.

- le coût de maintenance d'une exploitation en fermeture provisoire n'est pas négligeable et peut être assez élevé pour être difficilement supportable sur de longues périodes.

La fermeture provisoire ne peut donc constituer une solution que dans des cas favorables et lorsque l'on estime que la période difficile va être assez limitée dans le temps. Il faut en effet se souvenir que durant toute la période de veille, l'opérateur devra couvrir les dépenses d'entretien de l'exploitation sans pouvoir bénéficier de revenus.

I.III.2.2.2 La diminution du rythme de production

La diminution du rythme de production peut être décidée soit pour limiter les pertes lorsque l'exploitation est arrivée à un stade où elle est déjà déficitaire, soit pour conserver le gisement en vue d'une exploitation à pleine capacité lorsque le cours se sera amélioré. Il s'agit là d'une décision plus facilement applicable que la fermeture temporaire, mais dont l'effet pour l'exploitant est moins important. En effet, une baisse du rythme de production s'accompagne généralement d'une hausse des coûts opératoires à la tonne, ce qui signifie clairement que la diminution des pertes est loin d'être proportionnelle à la diminution de la production.

D'un point de vue global, les mises en veille, qu'il s'agisse d'une fermeture provisoire ou d'une diminution du rythme de production, ont comme la fermeture définitive un effet positif sur le marché, dans la mesure où elles conduisent à réduire le déséquilibre entre l'offre et la demande et favorisent donc la reprise des cours.

I.III.2.3 Les modifications de certains paramètres de l'exploitation

Il va de soi que suivant le contexte de l'exploitation, des modifications très différentes les unes des autres peuvent être envisagées. Nous ne chercherons donc pas ici à passer en revue systématiquement toutes les modifications possibles. Nous nous concentrerons sur deux réactions qui nous semblent les plus importantes : l'augmentation de la capacité de production et la recherche d'une sélection dans les gisements.

I.III.2.3.1 L'augmentation de la capacité de production

Ce mode de réaction pourrait paraître choquant puisqu'il est exactement opposé à la diminution de la production. Pour autant, il est parfaitement compréhensible : l'objectif est de jouer sur l'effet d'échelle pour arriver à diminuer les coûts de production et donc être capable de supporter des cours plus bas.

Ces solutions perdent malheureusement rapidement leur intérêt. Leur effet sur l'économie d'une exploitation minière est en fait très limité. Si les extensions de capacité ont permis à certaines exploitations de rééquilibrer leurs comptes, voire même de retrouver des niveaux de rentabilité satisfaisants, ces situations ont presque toujours été très limitées dans le temps, dans la mesure où les exploitations ne pouvaient accepter une nouvelle détérioration des cours. Or cette nouvelle détérioration des cours a toutes les

chances de se réaliser puisque l'augmentation des capacités de production comporte un élément auto-destructeur si l'on raisonne à l'échelle du marché. En effet, une situation de baisse des cours correspond en gros à une surcapacité de production. Si tous les opérateurs réagissent en augmentant leur capacité, il est évident que la situation ne peut qu'empirer.

I.III.2.3.2 La recherche d'une sélection dans les gisements

Nous avons vu que l'une des spécificités du corps minéralisé est qu'il est presque toujours très hétérogène. L'opérateur minier est obligé de subir cette hétérogénéité. Il n'y a rien de surprenant qu'il cherche aussi à l'exploiter dans certains cas, en concentrant son activité sur les zones qui lui sont les plus favorables.

D'un point de vue historique, on peut en gros considérer que ce mode de réflexion est apparu après qu'un certain nombre de projets de grandes dimensions et d'extension de capacités se sont montrés incapables de supporter l'évolution des marchés. Les opérateurs miniers sont alors revenus en arrière et ont cherché à mettre en oeuvre, de manière plus rigoureuse qu'auparavant, des teneurs de coupure plus fortes que par le passé.

Des évolutions similaires se sont produites sur les exploitations de filons minces après qu'il est apparu qu'une forte mécanisation conduisait inmanquablement à une baisse sensible des teneurs d'alimentation des usines. Les mines se sont alors réorientées vers une mécanisation plus limitée mais permettant un meilleur ajustement au filon à exploiter. Il ne s'agit pas là à proprement parler de mettre en oeuvre une sélection à l'intérieur du corps minéralisé, mais plutôt d'ajuster la méthode d'exploitation à l'épaisseur du filon à exploiter.

Dans les mines souterraines sédimentaires, des raisonnements similaires sur la puissance (ou d'autres paramètres) se sont traduits par une sélection par les coûts. Prenons l'exemple des Charbonnages de France (CDF). Il y a environ 20 ans, CDF annonçait des réserves de charbon suffisantes pour assurer une exploitation sur plus d'un siècle. Aujourd'hui, CDF annonce une fermeture en 2005 pour cause d'"épuisement des réserves exploitables". Ce changement important ne s'explique pas par une énorme augmentation des capacités de production, mais par la mise en place d'une sélection dans les réserves, qui se traduit par l'apparition du vocable "réserves exploitables". Pour faire face aux difficultés financières, CDF s'est orienté vers des exploitations de plus en plus mécanisées (au sens d'une puissance électrique des installations de plus en plus forte), et n'a pratiquement conservé qu'une seule méthode d'exploitation : celle des longues tailles foudroyées. De plus, pour assurer de bons rendements aux équipements, il a fallu augmenter la hauteur minimale de veine exploitée. C'est l'ensemble de ces opérations de sélection dans le gisement qui conduit à des réserves beaucoup plus faibles (puisqu'on se limite aux réserves en plateure, avec une puissance minimale de couche supérieure à 3 m) et à la durée de vie annoncée aujourd'hui.

L'une des mines de trona (carbonate de sodium) du bassin du Wyoming aux Etats-Unis donne un autre exemple de réflexion sur le thème de la sélection dans un

gisement sédimentaire. Ayant fait la liaison entre les caractéristiques mécaniques du trona (relativement variables dans la superficie de la couche) et le coût opératoire d'exploitation, l'exploitant a cherché à définir un seuil de caractéristiques mécaniques faisant la distinction entre minéralisations économiques et minéralisations non économiques.

La logique présentée dans les deux exemples précédents (sélection par les coûts) s'est imposée dans les cas dans lesquels la qualité de la roche minéralisée est relativement constante dans le corps minéralisé, mais les conditions de son exploitation varient. C'est très souvent le cas des corps minéralisés sédimentaires.

Mais le plus souvent, les conditions d'exploitation sont beaucoup plus stables que le principal critère de qualité d'un minerai : sa teneur. Dans ces cas, les raisonnements de sélection se développent sur les teneurs exploitées, et la sélection prend la forme de la teneur de coupure, que nous avons présentée au chapitre précédent.

On peut toutefois se demander si il ne serait pas possible de mettre en oeuvre une sélection plus efficace que ce qui est généralement fait, si on ne peut pas exploiter autrement, à d'autres échelles, l'hétérogénéité naturelle du corps minéralisé. On peut aussi se demander si la mise en oeuvre d'une sélection ne peut pas également offrir une possibilité de réaction face à des conditions changeantes, tout simplement en ajustant le seuil de sélection.

La deuxième partie de notre document sera consacrée aux aspects strictement théoriques de la sélection :

- nous nous attarderons d'abord sur la liaison entre la teneur de coupure et les principales caractéristiques du corps minéralisé. Nous verrons que la dimension du bloc de sélection y joue un rôle important et nous nous interrogerons sur les conditions nécessaires à une sélection efficace et réactive ;
- nous proposerons ensuite un modèle de détermination de la teneur de coupure optimale adapté à notre approche. Nous verrons que les modèles par étapes limitantes peuvent s'appliquer moyennant quelques ajustements ;
- nous analyserons finalement les paramètres dont dépend la teneur de coupure optimale, ainsi que ses caractéristiques et sa sensibilité à différentes sollicitations, ...

Signalons ici d'emblée que certains auteurs²⁷ ont démontré que la pratique habituelle en matière de variation de la teneur de coupure (par exemple l'augmentation de la teneur de coupure lorsque le prix du métal baisse) va à l'encontre de la maximisation de la création de richesse. Cette démonstration est mathématiquement parfaitement correcte. Pour autant, elle ne remet pas en cause l'objectif que nous venons de décrire car elle suppose que l'on connaît l'évolution future du prix du métal. A partir du moment où cette

²⁷ H.K Taylor, General background theory of cutoff grades, Transactions of the Institution of Mining and Metallurgy, Juillet 1972.

évolution future est inconnue, le mineur ne peut avoir pour objectif que de gérer son exploitation au mieux par rapport aux données dont il dispose.

La troisième partie portera elle sur les aspects pratiques de la mise en oeuvre d'une sélection par les teneurs dans une exploitation minière.

PARTIE II

TENEUR DE COUPURE

ET SELECTION SUR DE PETITS VOLUMES

La partie précédente a permis de montrer que la teneur de coupure était l'un des principaux paramètres des projets miniers, vraisemblablement celui pour lequel l'opérateur dispose de la plus grande flexibilité de choix. Nous avons pu faire le point sur les aspects théoriques de ce paramètre, voir comment il était déterminé dans le cadre des études de faisabilité et de quels grandeurs il dépendait.

Nous avons vu également que l'entreprise minière est confrontée à un marché difficile et qu'elle évolue, en particulier pour les métaux non ferreux, dans un contexte très instable. Les mines doivent donc rechercher de nouvelles approches de l'exploitation. Par ailleurs, il est fortement souhaitable pour une mine de disposer d'une possibilité d'adaptation aux conditions du moment, d'une réactivité forte. **Ces éléments nous ont conduit à nous interroger sur la possibilité de mettre en oeuvre une sélection plus efficace que celle généralement envisagée au stade du projet et éventuellement d'utiliser le paramètre de teneur de coupure comme un paramètre de gestion à court terme de l'exploitation.**

Cette réflexion sera décomposée en trois chapitres :

- d'abord nous allons revenir sur l'influence de la teneur de coupure sur les grandeurs caractéristiques d'un gisement (tonnage et teneur moyenne du minerai principalement). Nous verrons que la dimension du bloc de sélection joue également un rôle important et serons en mesure de proposer une définition de la "sélectivité" ;
- ces premiers résultats nous permettront de préciser clairement les hypothèses dans lesquelles nous nous plaçons et nous pourrons développer un modèle pour le calcul des teneurs de coupure ;
- finalement, nous nous intéresserons à l'effet de différents paramètres sur la teneur de coupure optimale. Ce dernier chapitre nous permettra de préciser les conditions nécessaires à une bonne sélectivité.

CHAPITRE II.I

STRUCTURE DES RESSOURCES ET

CONDITIONS FAVORABLES A LA SELECTION

Les développements de la première partie de ce document nous ont conduits à envisager une sélection au sein des ressources disponibles sur la base de la teneur de la roche minéralisée. Nous ne pouvons donc éviter de nous interroger, plus précisément que nous ne l'avons fait jusqu'à présent, sur la nature des relations qui lient la coupure à chacune des trois grandeurs suivantes : les réserves (donc le tonnage de "minerai"), la teneur moyenne du "minerai", et le tonnage de métal contenu dans les réserves. Nous verrons que les différentes grandeurs peuvent être exprimées en fonction d'une seule fonction mathématique, ce qui nous sera d'un grand intérêt pour les chapitres suivants, mais qu'au-delà de son influence sur les grandeurs physiques qui caractérisent un gisement, la mise en oeuvre d'une coupure a aussi pour effet de le déstructurer, en distinguant dans un corps initialement (c'est à dire avant l'introduction de la coupure) simple des zones "minerai" et des zones "stérile".

Nous verrons ensuite que ces relations dépassent le cadre strict de la coupure et que la dimension du bloc de sélection, c'est à dire de l'entité élémentaire d'exploitation, y joue un rôle de première importance.

Pour finir, nous approfondirons la notion de sélection en elle-même et chercherons à caractériser les éléments qui font qu'une exploitation peut à la fois donner lieu à une sélection plus efficace et permettre une bonne réactivité face à des conditions changeantes.

II.I.1 NOTIONS DE RESERVES, TENEUR MOYENNE, TONNAGE METAL ET BLOCS DE SELECTION

La teneur moyenne x d'un volume fixé de roche minéralisée S est le rapport de la masse du minéral contenu dans ce volume divisée par la masse totale de roche minéralisée. Cette teneur est généralement exprimée en pour-cent pour la plupart des métaux de base mais elle peut également être exprimée en pour mille ou en g/t dans certains cas tels que les métaux précieux ou l'uranium, ou encore en carats par tonne pour les pierres précieuses ou les pierres fines. La définition au sens strict de la teneur d'un tonnage de "minerai" donné est donc claire, mais elle suppose que le "minerai" soit bien défini. Or c'est bien là le problème majeur : dans nos études n'est considéré comme "minerai", par définition, que la partie de la roche minéralisée dont la teneur est supérieure à la coupure.

II.I.1.1 Notion de bloc de sélection

Nous allons introduire cette notion à partir d'un exemple simple. Considérons en effet un corps minéralisé sous la forme d'un cube de densité constante égale à 1, de 10 m de côté et de teneur moyenne 10%. Les ressources Q sont alors de 1000 t et le tonnage total de métal s'élève à 100 t.

Admettons dans un premier temps que ce cube, s'il doit être exploité, le sera en une seule prise. En d'autres termes, nous admettons que le bloc de sélection est un cube de 10 m de côté. En appliquant une coupure quelconque inférieure ou égale à la teneur moyenne des ressources (10%), l'ensemble des ressources sera classé dans les réserves et on disposera donc de 1000 t de réserves avec une teneur moyenne de 10%, et de 100 t de métal, soit la totalité du métal contenu dans les ressources. Pour une coupure quelconque supérieure à la teneur moyenne des ressources, les réserves et le tonnage de métal sont nuls et la teneur moyenne des réserves n'est plus définie. Les figures II.1, II.2 et II.3 illustrent l'évolution des réserves, de la teneur moyenne et du tonnage de métal en fonction de la coupure dans l'hypothèse où le bloc de sélection est un cube de 10 m de côté.

Admettons maintenant que la méthode d'exploitation est plus "fine" et que le bloc de sélection est un parallélépipède rectangle de 10 m par 10 m par 5 m. L'exploitation du corps minéralisé se fera maintenant en deux étapes. Supposons par ailleurs que les deux demi-cubes présentent des teneurs de 8 et 12% respectivement. Tant que la coupure restera inférieure ou égale à 8%, on aura 1000 t de réserves à une teneur moyenne de 10%, pour un tonnage de métal de 100 t. Pour une coupure supérieure à 8% mais inférieure ou égale à 12%, un seul des deux blocs de sélection sera classé "minerai" : les réserves seront donc de 500 t, à une teneur moyenne de 12%, ce qui représente 60 t de métal. Pour une coupure supérieure à 12%, les réserves et le tonnage de métal sont nuls, et la teneur moyenne n'est plus définie. Les figures II.4, II.5 et II.6 illustrent l'évolution des réserves, de la teneur moyenne et du tonnage de métal en fonction de la coupure dans l'hypothèse où le bloc de sélection est un demi-cube.

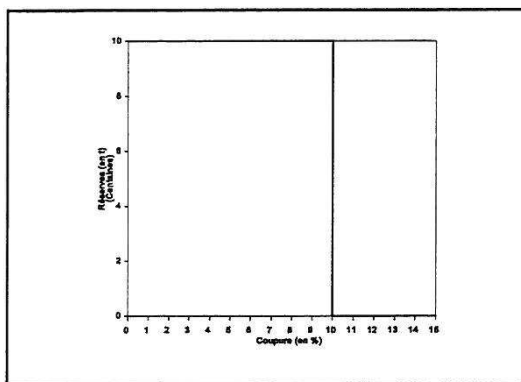


Figure II.1 : Evolution des réserves en fonction de la coupure, le bloc de sélection étant le cube

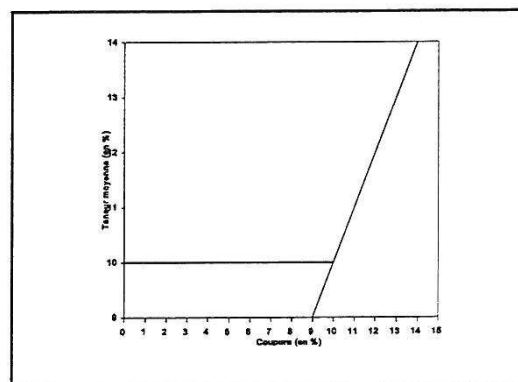


Figure II.2 : Evolution de la teneur moyenne en fonction de la coupure, le bloc de sélection étant le cube

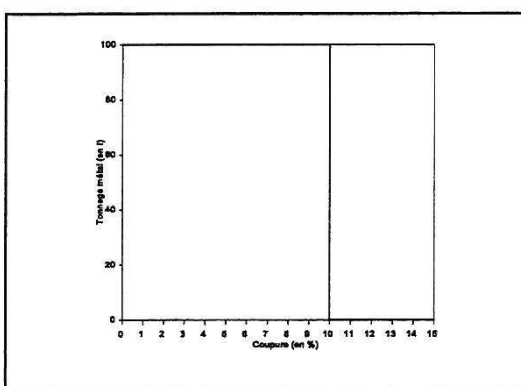


Figure II.3 : Evolution du tonnage de métal en fonction de la coupure, le bloc de sélection étant le cube

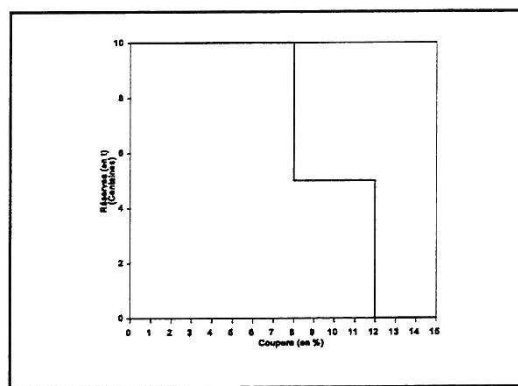


Figure II.4 : Evolution des réserves en fonction de la coupure, le bloc de sélection étant le demi cube

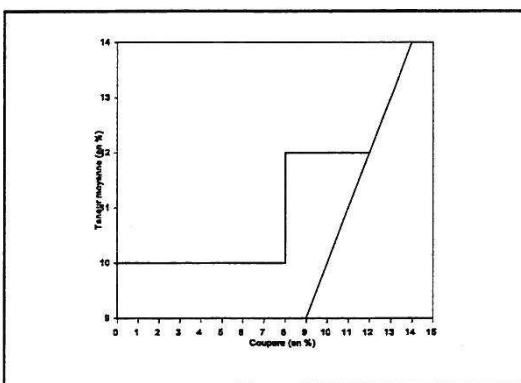


Figure II.5 : Evolution de la teneur moyenne en fonction de la coupure, le bloc de sélection étant le demi cube

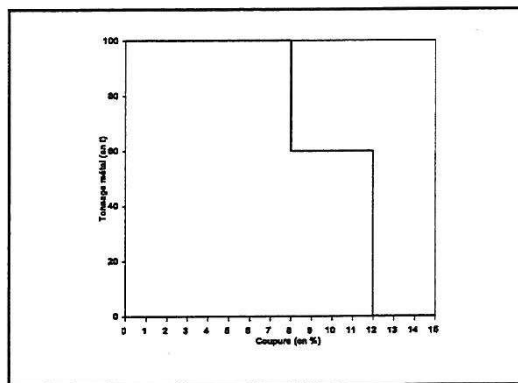


Figure II.6 : Evolution du tonnage de métal en fonction de la coupure, le bloc de sélection étant le demi cube

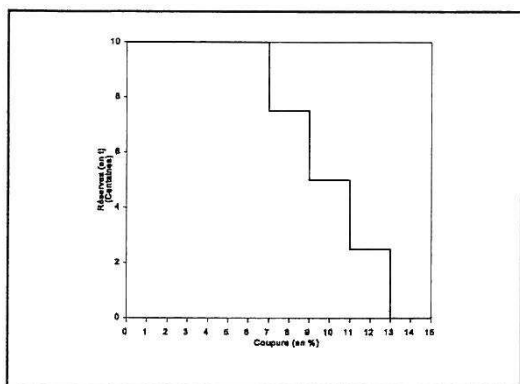


Figure II.7 : Evolution des réserves en fonction de la coupure, le bloc de sélection étant le quart de cube

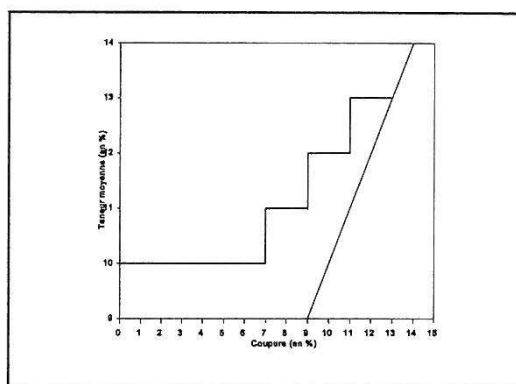


Figure II.8 : Evolution de la teneur moyenne en fonction de la coupure, le bloc de sélection étant le quart de cube

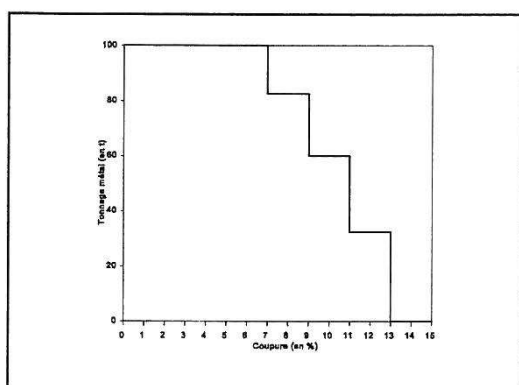


Figure II.9 : Evolution du tonnage de métal en fonction de la coupure, le bloc de sélection étant le quart de cube

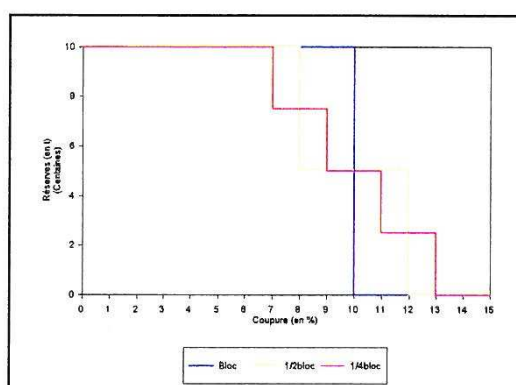


Figure II.10 : Evolution des réserves en fonction de la coupure. Récapitulatif pour les différents blocs de sélection

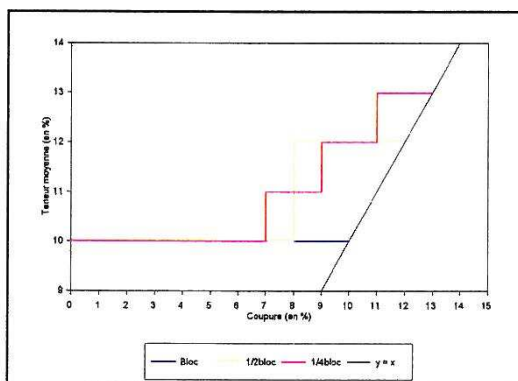


Figure II.11 : Evolution de la teneur moyenne en fonction de la coupure. Récapitulatif pour les différents blocs de sélection

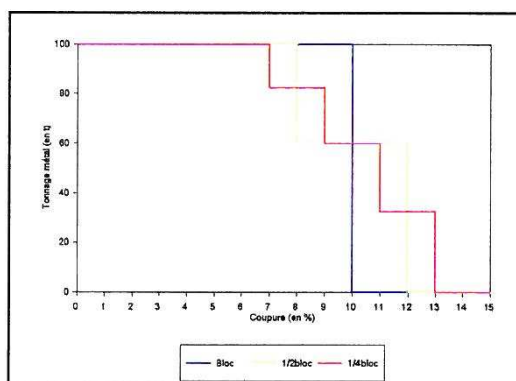


Figure II.12 : Evolution du tonnage de métal en fonction de la coupure. Récapitulatif pour les différents blocs de sélection

Admettons finalement que la méthode d'exploitation est encore plus "fine" et que le bloc de sélection est un parallélépipède rectangle de 10 m par 5 m par 5 m, soit un quart de cube. L'exploitation du corps minéralisé se fera alors en quatre étapes. En supposant par ailleurs que les quatre quarts de cubes présentent des teneurs de 7, 9, 11 et 13%, on peut reconstruire les mêmes courbes qui sont représentées sur les figures II.7, II.8 et II.9.

Pour finir, nous avons représenté, dans les figures II.10, II.11 et II.12, sur des mêmes graphiques, les courbes qui correspondent aux différents blocs de sélection, et il apparaît clairement qu'aucune des trois grandeurs ne peut être définie indépendamment du bloc de sélection. Si nous notons T le tonnage de "minerai", met le tonnage de métal, t_m la teneur moyenne du "minerai" et S le bloc de sélection, nous en déduisons donc les relations suivantes :

$$T = T(x, S) \quad (II.1)$$

$$met = met(x, S) \quad (II.2)$$

$$t_m = \frac{met}{T} = t_m(x, S) \quad (II.3)$$

Nous venons de constater que pour des ressources données, réserves, teneur moyenne et tonnage de métal sont des fonctions des deux variables bloc de sélection S et coupure x . Dans les parties suivantes, nous allons donc nous intéresser de plus près à ces relations. Pour cela, nous commençons par nous intéresser à la distribution des teneurs dans les ressources, indépendamment de toute notion de coupure. Ceci étant, dans la suite de notre présentation, nous allons d'abord fixer la dimension du bloc de sélection S et nous placer dans le cas idéal, et en fait totalement utopique, dans lequel on connaît parfaitement le corps minéralisé pour cette dimension du bloc de sélection, c'est à dire que l'on connaît la teneur de chacun des blocs de sélection compris dans le corps minéralisé. Dans la mesure où nous supposons la dimension du bloc de sélection fixée, nous remplaçons la notation $f(x, S)$ par $f^S(x)$.

Dans la deuxième partie de ce chapitre, nous examinerons l'effet de la dimension du bloc de sélection S .

II.I.1.2 La distribution des teneurs dans le corps minéralisé

Supposons que l'on ait N blocs et que l'on note $t(i)$ la teneur de chaque bloc, i étant un entier compris entre 1 et N . Soient t_{min}^S et t_{max}^S ²⁸ les teneurs minimales et maximales rencontrées parmi les N blocs de sélection.

Supposons maintenant que l'on partitionne l'intervalle $[t_{min}^S, t_{max}^S]$ en p segments de longueur égale et soit $n(j)$, j étant un entier compris entre 1 et p , le nombre de blocs de sélection

²⁸ La valeur des teneurs minimales et maximales est forcément fonction de la dimension du bloc de sélection S .

dont la teneur est comprise entre $t_{\min}^s + (j-1) \cdot \frac{t_{\max}^s - t_{\min}^s}{p}$ et

$t_{\min}^s + j \cdot \frac{t_{\max}^s - t_{\min}^s}{p}$. On peut alors tracer un histogramme de nombre de blocs, ou de

tonnage, par classe de teneur. La figure II.13 donne un exemple d'histogramme de ce type sur un ensemble de chantiers de la mine de Guemassa au Maroc²⁹, la teneur indiquée correspondant au zinc.

A partir de cette connaissance de la distribution des teneurs dans le gisement, on pourra construire le tonnage de "minerai", sa teneur moyenne, ainsi que le tonnage de métal qu'il contient pour une coupure donnée, définie par une valeur particulière de j , que nous notons k . En effet, pour une coupure k donnée, ne seront classés "minerai" que les blocs de sélection dont la teneur est supérieure à

$$t_{\min}^s + (k-1) \cdot \frac{t_{\max}^s - t_{\min}^s}{p}$$

On aura donc :

$$T^s(k) = \sum_{j=k}^p q \cdot n(j) = q \cdot \sum_{j=k}^p n(j) \quad (\text{II.4})$$

où q est le tonnage d'un bloc de sélection.

De la même manière, la quantité de métal associée à la coupure k sera donnée par l'équation :

$$\begin{aligned} \text{met}^s(k) &= q \cdot \sum_{j=k}^p n(j) \cdot \left(t_{\min}^s + j \cdot \frac{t_{\max}^s - t_{\min}^s}{p} \right) \\ &= T^s(k) \cdot t_{\min}^s + q \cdot \frac{t_{\max}^s - t_{\min}^s}{p} \cdot \sum_{j=k}^p j \cdot n(j) \end{aligned} \quad (\text{II.5})$$

et la teneur moyenne sera obtenue par division du tonnage de métal par celui de "minerai", soit :

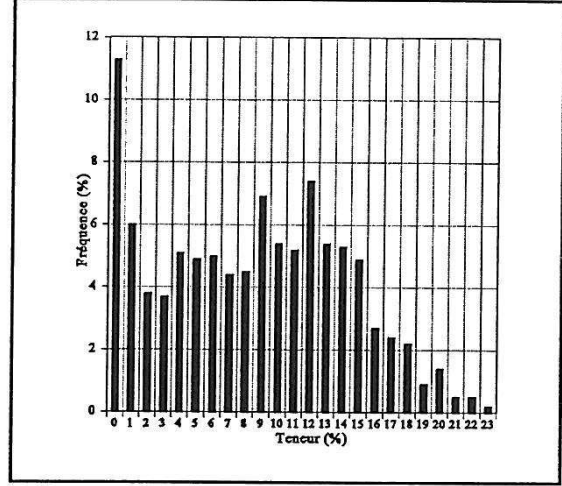


Figure II.13 : Exemple d'histogramme de teneurs sur un cas réel.

²⁹ Nous reviendrons plus longuement sur l'exemple de cette mine dans la troisième partie de notre document.

$$t_{\min}^s + \frac{t_{\max}^s - t_{\min}^s}{p} \cdot \frac{\sum_{j=k}^p j \cdot n(j)}{\sum_{j=k}^p n(j)} \quad (\text{II.6})$$

Admettons maintenant que le nombre de blocs de sélection soit assez grand pour que l'on puisse représenter la distribution des teneurs dans le gisement par une fonction continue $\text{Dist}^s(x)$, x étant un réel compris entre t_{\min}^s et t_{\max}^s , et la valeur de la fonction $\text{Dist}^s(x)$ représentant le tonnage de "minerai" compris entre les teneurs $(x-dx)$ et $(x+dx)$. On aura alors :

$$T^s(x) = \int_x^{t_{\max}^s} \text{Dist}^s(u) \cdot du \quad (\text{II.7})$$

$$\text{met}^s(x) = \int_x^{t_{\max}^s} u \cdot \text{Dist}^s(u) \cdot du \quad (\text{II.8})$$

$$t_m^s(x) = \frac{\int_x^{t_{\max}^s} u \cdot \text{Dist}^s(u) \cdot du}{\int_x^{t_{\max}^s} \text{Dist}^s(u) \cdot du} \quad (\text{II.9})$$

Finalement, si nous notons Q le tonnage total des ressources et $\text{rep}^s(x)$ la fonction de répartition des teneurs dans le corps minéralisé (c'est à dire que $\text{rep}^s(x) = \text{Dist}^s(x)/Q$) on aura :

$$T^s(x) = Q \cdot \int_x^{t_{\max}^s} \text{rep}^s(u) \cdot du \quad (\text{II.10})$$

$$\text{met}^s(x) = Q \cdot \int_x^{t_{\max}^s} u \cdot \text{rep}^s(u) \cdot du \quad (\text{II.11})$$

$$t_m^s(x) = \frac{\int_x^{t_{\max}^s} u \cdot \text{rep}^s(u) \cdot du}{\int_x^{t_{\max}^s} \text{rep}^s(u) \cdot du} \quad (\text{II.12})$$

En d'autres termes, la connaissance de la fonction de répartition des teneurs dans le corps minéralisé permet de définir le tonnage de "minerai", le tonnage de métal, et par conséquent la teneur moyenne du "minerai" pour une coupure donnée. Nous verrons plus loin que cette formulation mathématique est particulièrement adaptée à la détermination d'une teneur de coupure, donc d'une valeur optimale de la coupure. Notons finalement que la fonction $\text{rep}^s(x)$ est une fonction positive ou nulle, que nous admettrons continue par la suite. Par ailleurs, de par sa construction, nous savons que :

$$\begin{aligned} \int_{t_{\min}^s}^{t_{\max}^s} \text{rep}^s(u) \cdot du &= 1 \\ \text{rep}^s(t_{\min}^s) &= 0 \\ \text{rep}^s(t_{\max}^s) &= 0 \end{aligned} \tag{II.13}$$

et par conséquent on peut prolonger la fonction par continuité en lui imposant une valeur nulle pour toute valeur de x inférieure à t_{\min}^s ou supérieure à t_{\max}^s .

II.I.1.3 Liaison entre réserves et coupure pour un bloc de sélection donné

La liaison entre les réserves et la coupure joue un rôle important dans la détermination d'une teneur de coupure, étant donné que les réserves sont l'un des facteurs les plus importants dans l'évaluation économique d'une exploitation minière (les recettes et les dépenses opératoires sont directement proportionnelles aux réserves).

L'équation II.10 respecte les caractéristiques intuitives de l'évolution du tonnage de "minerai" en fonction de la coupure, dès lors que l'on se réfère aux définitions de la coupure et du "minerai" :

- pour toute valeur de la coupure inférieure à la teneur minimale rencontrée dans le corps minéralisé, $T^s(x) = Q$, c'est à dire que toutes les ressources sont classées réserves ;
- pour toute valeur de la coupure supérieure à la teneur maximale rencontrée dans le corps minéralisé, $T^s(x) = 0$: il n'y a plus de "minerai", ni de gisement ;
- finalement, la fonction $\text{rep}^s(x)$ étant positive ou nulle, $T^s(x)$ est une fonction strictement décroissante, c'est à dire que plus la coupure est forte, moins il y a de "minerai".

Mais l'apport principal de l'équation II.10 réside dans le fait qu'elle nous permet de définir la dérivée du tonnage de "minerai" en fonction de la coupure :

$$\frac{dT^s}{dx}(x) = -Q \cdot \text{rep}^s(x) = -\text{Dist}^s(x) \tag{II.14}$$

Cette dérivée nous sera très utile par la suite.

De même, il est intéressant pour la suite de nos développements d'introduire la fonction *Pourcentage "minéral"* en fonction de la coupure, c'est à dire la proportion des ressources qui sera classée réserves, que nous noterons $\%MIN^S(x)$ et qui sera définie par :

$$\%MIN^S(x) = \frac{T^S(x)}{Q} = \int_x^{t^S_{max}} rep^S(u).du \quad (II.15)$$

La dérivée de cette fonction sera donnée par :

$$\frac{d\%MIN^S}{dx}(x) = -rep^S(x) \quad (II.16)$$

Par ailleurs, cette fonction $\%MIN^S(x)$ sera décroissante, minimisée par 0 et maximisée par 1, et elle respectera la relation suivante :

$$\int_{-\infty}^{\infty} \%MIN^S(u).du = 1 \quad (II.17)$$

La figure II.14 donne l'allure de la courbe $\%MIN^S(x)$ pour les données présentées sous forme d'histogramme sur la figure II.13.

II.1.1.4 Liaison entre tonnage de métal et coupure pour un bloc de sélection donné

L'objectif d'une exploitation minière est de produire et vendre du métal. C'est donc tout à fait logiquement que nous nous intéressons ici aux liens entre le tonnage de métal $met^S(x)$, la coupure x et à la dimension du bloc de sélection S .

Comme pour le tonnage de "minéral", l'équation II.11 confirme les caractéristiques de l'évolution du tonnage de métal en fonction de la coupure que l'on peut déduire de raisonnements simples :

- pour toute valeur de la coupure inférieure à la teneur minimale rencontrée dans les ressources, $met^S(x) = Q.t^S_{moy}$, c'est à dire que tout le tonnage de métal présent dans les ressources est récupéré ;
- pour toute valeur de la coupure supérieure à la teneur maximale rencontrée dans les ressources, $met^S(x) = 0$;

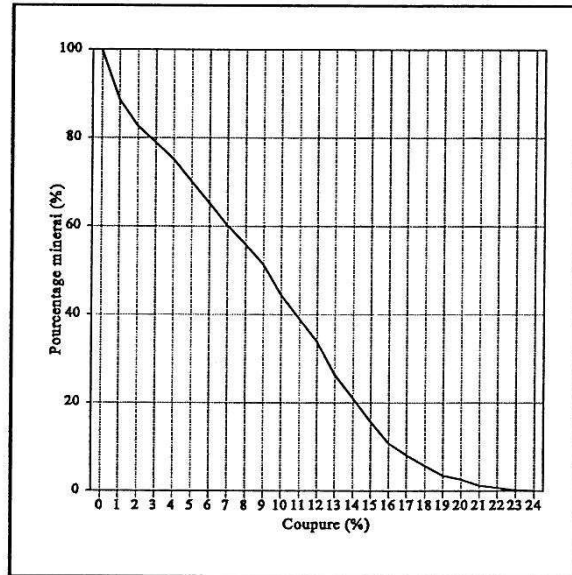


Figure II.14 : Exemple d'évolution du tonnage de "minéral" en fonction de la coupure.

- finalement, la fonction $x.rep^s(x)$ est positive ou nulle, et $met^s(x)$ est une fonction strictement décroissante de x , c'est à dire que plus la coupure est forte, moins on récupère de métal.

Au-delà de ces résultats intuitifs, l'intérêt de l'équation II.11 réside à nouveau dans le fait que l'on a accès à la dérivée du tonnage de métal par rapport à la coupure :

$$\frac{dmet^s}{dx}(x) = -Q.x.rep^s(x) = -x.Dist^s(x) \quad (II.18)$$

Comme pour le tonnage de "minerai", nous avons intérêt à définir pour la suite de nos développements une fonction réduite qui dans ce cas n'a pas de réel sens physique, notée $m^s(x)$ et définie par :

$$m^s(x) = \frac{met^s(x)}{Q} = \int_x^{t^s_{max}} u.rep^s(u).du \quad (II.19)$$

On a alors :

$$\frac{dm^s}{dx}(x) = -x.rep^s(x) \quad (II.20)$$

Nous utiliserons également une fonction comparable au pourcentage "minerai" : le "Pourcentage métal". Cette fonction est définie par :

$$\%MET^s(x) = \frac{met^s(x)}{met^s(0)} \quad (II.21)$$

A titre d'illustration, nous présentons en figure II.15 la courbe d'évolution de %MET en fonction de la coupure pour l'exemple introduit en figure II.13.

II.I.1.5 Liaison entre teneur moyenne et coupure pour un bloc de sélection donné

Des raisonnements simples permettent de définir les grandes caractéristiques de la fonction $t^s_m(x)$ telle qu'elle est présentée dans l'équation II.12 :

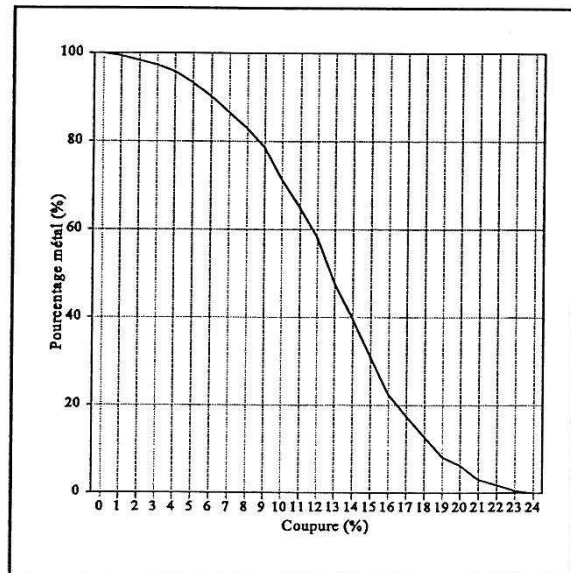


Figure II.15 : Exemple d'évolution du tonnage de métal en fonction de la coupure

- la fonction est minorée par la teneur moyenne des ressources. En effet, $t_m^s(t_{min}^s) = t_{moy}^s$ et en appliquant une coupure x supérieure à la teneur minimale t_{min}^s , on élimine les blocs de teneur inférieure à x et la moyenne des blocs restants est forcément supérieure à t_{moy}^s ;
- le même raisonnement indique que $t_m^s(x)$ est une fonction croissante de la coupure ;
- finalement, $t_m^s(x)$ est majorée par t_{max}^s , et $t_m^s(t_{max}^s) = t_{max}^s$.

Nous pouvons encore exprimer la dérivée de la teneur moyenne par rapport à la coupure :

$$\frac{dt_m^s(x)}{dx} = \frac{rep^s(x)}{(\%MIN^s(x))^2} \cdot \int_x^{t_{max}^s} (u-x) \cdot rep^s(u) \cdot du \quad (II.22)$$

Cette dérivée, positive ou nulle, confirme bien la croissance de $t_m^s(x)$. Elle sera en revanche moins utile par la suite, dans la mesure où nous aurons surtout affaire, dans nos formulations mathématiques, au produit $t_m^s(x) \cdot \%MIN^s(x)$, soit la fonction $m^s(x)$ que nous avons introduite précédemment.

Comme pour les paragraphes précédents, nous illustrons en figure II.16 l'évolution de la teneur moyenne en fonction de la coupure pour l'exemple introduit en figure II.13.

II.I.1.6 Effet de la coupure sur la géométrie du gisement

Dans les paragraphes précédents, nous avons mis en évidence, sur la base d'un raisonnement global et statistique, l'importance du paramètre coupure sur le gisement, défini par le tonnage de "minerai", le tonnage de métal, et par conséquent sa teneur moyenne. Mais dans l'analyse de l'exploitabilité d'un gisement, un autre paramètre joue un rôle très important : sa géométrie.

Par rapport à nos analyses précédentes, où un bloc de sélection était simplement caractérisé par sa teneur, nous devons maintenant lui ajouter une deuxième caractéristique : sa position dans l'espace. Pour illustrer et simplifier notre propos, nous considérons ici un corps minéralisé bi-dimensionnel théorique, défini par une grille de 64 blocs de sélection (grille carrée de 8 par 8) dont on connaît les teneurs, toutes comprises entre 1 et 10. Ce corps minéralisé est représenté par la figure II.17.

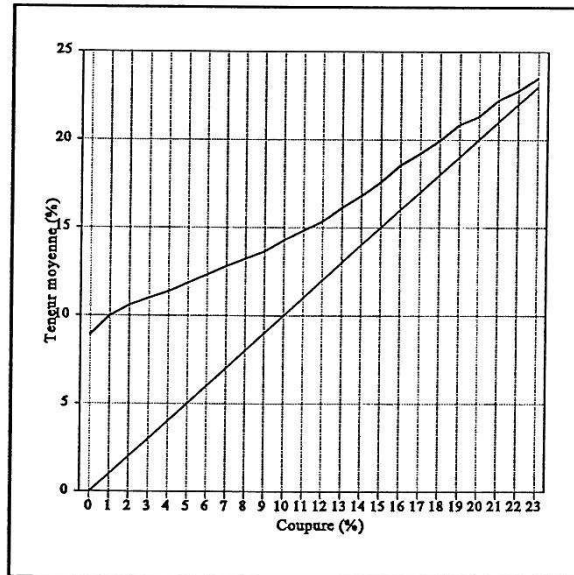


Figure II.16 : Exemple d'évolution de la teneur moyenne en fonction de la coupure

Pour une coupure x inférieure ou égale à 1, le gisement à exploiter est extrêmement simple : il s'agit de l'ensemble du corps minéralisé, donc d'un carré de 8 blocs par 8 blocs. Les figures II.18, II.19, II.20 et II.21 présentent, en noir, le gisement tel qu'il se présente pour des coupures

respectives de 2, 3, 6 et 9. L'examen de ces figures montre à quel point la géométrie du gisement est modifiée par la coupure et il est évident que l'on n'appliquerait pas la même méthode d'exploitation sur le gisement présenté en figure II.17 et celui présenté en figure II.21. Il s'agit pourtant du même corps minéralisé initial et seul un paramètre de signification technico-économique, la teneur de coupure, a été modifié.

| | | | | | | | |
|----|---|---|----|---|---|----|---|
| 5 | 4 | 5 | 10 | 8 | 1 | 2 | 6 |
| 10 | 5 | 5 | 7 | 4 | 7 | 6 | 9 |
| 6 | 9 | 7 | 7 | 1 | 3 | 2 | 1 |
| 9 | 1 | 5 | 2 | 9 | 4 | 3 | 7 |
| 4 | 2 | 5 | 5 | 5 | 8 | 2 | 9 |
| 3 | 7 | 2 | 9 | 3 | 8 | 10 | 1 |
| 7 | 5 | 7 | 7 | 4 | 8 | 8 | 2 |
| 8 | 9 | 1 | 1 | 4 | 4 | 4 | 5 |

Figure II.17 : Représentation des ressources.

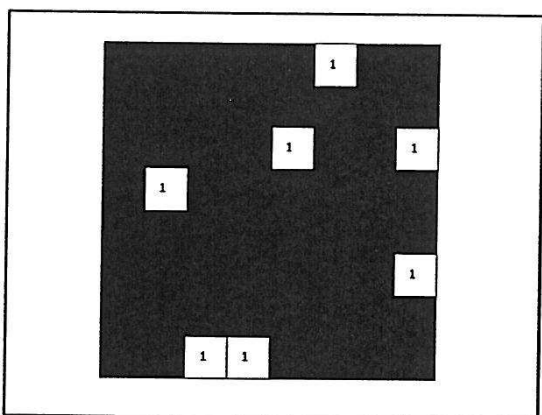


Figure II.18 : Gisement à une coupure de 2.

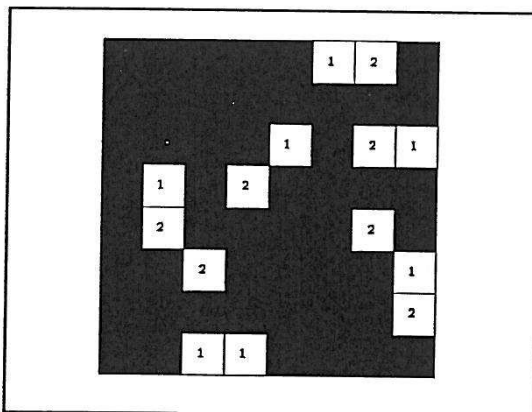


Figure II.19 : Gisement à une coupure de 3.

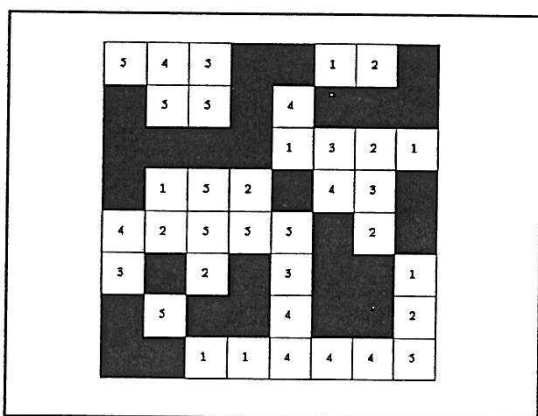


Figure II.20 : Gisement à une coupure de 6.

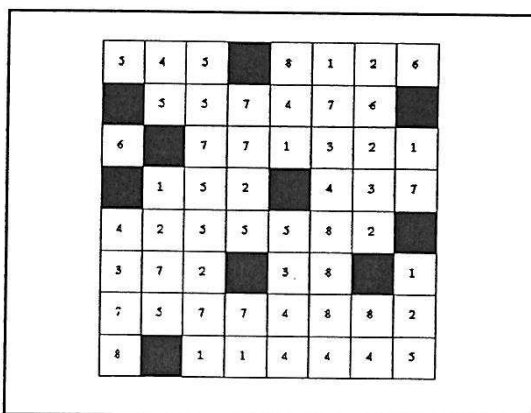


Figure II.21 : Gisement à une coupure de 9.

Au-delà de la modification radicale de la géométrie du gisement, les figures II.17 à II.21 attirent l'attention sur un autre phénomène important : celui de la continuité du gisement. En effet, d'un gisement parfaitement continu et constitué d'un seul corps en figure II.17, on passe à un gisement éclaté en plusieurs petits corps en figure II.21. Cette évolution pose deux types de problèmes :

- d'abord nous avons vu au chapitre I.II que les modèles par étapes limitantes font l'hypothèse d'un corps minéralisé constant, donc de ressources constantes. **Quelle que soit la teneur de coupure, le tonnage de roche minéralisée est inchangé et surtout c'est l'ensemble de la roche minéralisée qui fait l'objet de l'étape Mining. On constate ici que cette hypothèse ne peut être valable que si la teneur de coupure déterminée par le calcul n'est pas trop forte par rapport aux teneurs rencontrées dans les ressources ;**
- ensuite **l'accessibilité des différents blocs n'est pas évidente.** La question n'est pas soulevée par les auteurs des modèles par étapes limitantes, très certainement parce qu'ils raisonnent sur des blocs de sélection assez gros pour que leur accessibilité ne dépende pas de l'exploitation d'autres blocs. Néanmoins, si des problèmes d'accessibilité se posent, il faudra tenir compte de la nécessité d'éliminer des blocs "stérile" pour accéder aux blocs "minerais". Ce problème se pose évidemment en termes différents suivant la méthode d'exploitation envisagée, mais les méthodes qui permettent d'accéder à différents corps séparés sans avoir à traverser des zones "stérile" sont très rares.

Il faut donc retenir à ce stade que lorsque l'on envisage la mise en oeuvre d'une sélection dans l'exploitation, des travaux au "stérile", nécessaires à l'accès au "minerais", doivent presque systématiquement être pris en compte. Malheureusement, cette prise en compte ne peut jamais être parfaitement rigoureuse, du moins au stade de l'étude, car si des informations à caractère statistique telles que les fonctions $T^s(x)$, $met^s(x)$ et $t_m^s(x)$ sont assez faciles d'accès, l'information précise de teneur de chaque bloc n'est souvent accessible qu'au fur et à mesure de l'exploitation, parce qu'elle nécessite un échantillonnage à proximité du bloc à estimer. Ces différents points seront détaillés dans la troisième partie du document.

II.1.2 LE ROLE IMPORTANT DE LA DIMENSION DU BLOC DE SELECTION

Les courbes présentées dans la première partie de ce chapitre pour le cas d'un gisement particulièrement simple ont donné une première illustration de l'influence de la dimension du bloc de sélection sur les caractéristiques du gisement. Nous allons maintenant approfondir ces aspects.

Faute de disposer de données relatives à un gisement réel assez précises sur ce sujet, nous avons été amenés à approfondir cette question dans le cadre d'un corps minéralisé théorique, dans lequel la fonction de répartition des teneurs $rep^s(x)$, pour un bloc de sélection de dimension donnée, correspond à une gaussienne de moyenne t_{moy}^s égale à 0.1 (donc 10%) et d'écart-type σ^s égal à 0.02 (donc 2%).

II.1.2.1 Dimensions du bloc de sélection et distribution de teneurs

Les lois de la probabilité nous apprennent que si nous constituons, à partir de la population initiale d'échantillons (donc de blocs de sélection dans notre cas), une nouvelle population de dimension N/p dans laquelle chaque échantillon est obtenu en faisant la moyenne de p échantillons

de la population initiale (ce qui correspond à un bloc de sélection de dimension $p.S$), la nouvelle fonction de répartition des teneurs $\text{rep}^{pS}(x)$ sera encore une gaussienne de moyenne t_{moy}^S , mais d'écart type $\sigma^{pS} = \sigma^S/p^{0.5}$.

Ainsi, la teneur moyenne t_{moy}^{pS} est indépendante de la taille du bloc de sélection, paramétrée ici par le nombre sans dimension p . Nous la noterons simplement t_{moy} . La fonction $\text{rep}^{pS}(x)$ peut être totalement définie :

$$\begin{aligned}\xi &= \sqrt{p} \cdot \frac{x - t_{\text{moy}}}{\sigma} \\ Z(\xi) &= \frac{\exp(-\frac{\xi^2}{2})}{\sqrt{2 \cdot \pi}} \\ \text{rep}^{pS}(x) &= \frac{\sqrt{p} \cdot Z(\xi)}{\sigma}\end{aligned}\tag{II.23}$$

Cependant, l'intégrale de cette fonction par rapport à x (pour p fixé) ne vaut 1 qu'en étendant la somme de $-\infty$ à $+\infty$. En d'autres termes, on est dans une situation où les valeurs extrémales de la coupure t_{min} et t_{max} ne sont pas physiques. Pour pallier cet inconvénient, nous remplaçons la fonction précédente par :

$$\begin{aligned}\text{rep}^{pS}(x) &= \frac{\sqrt{p} \cdot (Z(\xi) - Z(3))}{A \cdot \sigma} \\ \text{avec } A &= P(3) - P(-3) - 6 \cdot Z(3) \\ \text{où } P(\xi) &= \int_{\xi}^{\infty} Z(y) \cdot dy\end{aligned}\tag{II.24}$$

C'est avec cette nouvelle fonction de répartition que nous allons étudier l'influence de la dimension du bloc de sélection sachant que x varie entre t_{min}^{pS} et t_{max}^{pS} avec :

$$\begin{aligned}t_{\text{min}}^{pS} &= t_{\text{moy}} - 3 \cdot \frac{\sigma}{\sqrt{p}} \\ t_{\text{max}}^{pS} &= t_{\text{moy}} + 3 \cdot \frac{\sigma}{\sqrt{p}}\end{aligned}\tag{II.25}$$

Remarquons que conformément au bon sens, la teneur minimale est une fonction croissante de la taille pS , alors que la teneur maximale en est une fonction décroissante, et que les deux teneurs tendent vers t_{moy} lorsque p tend vers l'infini. Par ailleurs, le fait que t_{min}^{pS} soit physiquement non négatif et que t_{max}^{pS} ne dépasse pas 1 conduit à une limite inférieure pour p :

$$p_{\min} = \max\left[\left(\frac{3 \cdot \sigma}{t_{\text{moy}}}\right)^2, \left(\frac{3 \cdot \sigma}{1 - t_{\text{moy}}}\right)^2\right] \quad (\text{II.26})$$

L'existence d'une borne inférieure pour la taille du bloc de sélection est à comprendre dans le sens où tous les paramètres de la répartition, à savoir t_{\min}^{ps} , t_{\max}^{ps} et $\text{rep}^{ps}(x)$, sont des fonctions de p continues et constantes dans l'intervalle $[0, p_{\min}]$. Cela représente correctement la notion pratique de maille de libération.

Les figures II.22 et II.23 illustrent l'impact de la dimension du bloc de sélection sur la fonction $\text{rep}^s(x)$. Elles montrent à quel point cette fonction est sensible à la dimension du bloc de sélection. Ce phénomène est appelé effet de support. Il est ici amplifié par notre hypothèse de distribution normale des teneurs et surtout par l'absence de toute hypothèse de continuité ou de zonalité des teneurs.

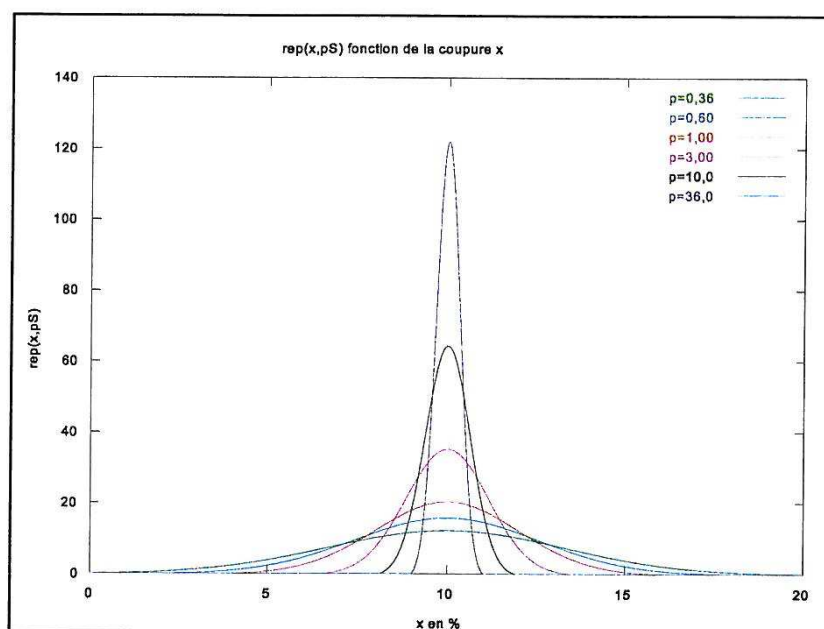


Figure II.22 : Courbes de distribution de teneurs pour différents blocs de sélection.

Notons que l'approche théorique que nous proposons reste valable aussi longtemps que le nombre de blocs ou le nombre de classes de teneurs reste assez grand pour que l'on puisse admettre l'hypothèse de continuité de la fonction $\text{rep}(x)$. En effet, si l'on considère un nombre limité de blocs de sélection, la fonction de répartition sera constituée d'un ensemble de pics. A un extrême, la fonction de répartition se limite à un pic de valeur 1 à la teneur moyenne du corps minéralisé, si l'on prend un bloc de sélection géométriquement égal au corps minéralisé. A l'opposé, si l'on considère un bloc de sélection égal à la maille de libération du minéral (à supposer que celle-ci soit constante dans l'ensemble du corps minéralisé), on n'aura plus que deux classes de teneur (0 et la teneur du minéral), donc une fonction de répartition constituée de deux pics.

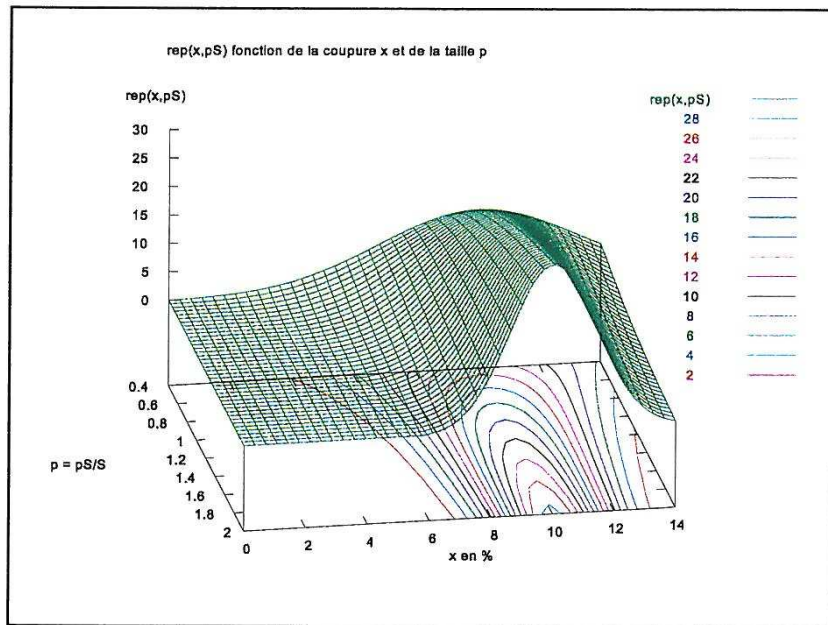


Figure II.23 : Evolution de la fonction $\text{rep}^{pS}(x)$ en fonction de la coupure x et de la dimension du bloc de sélection (paramètre p).

II.I.2.2 Effet du bloc de sélection sur la liaison entre réserves et coupure

Sachant que $\% \text{MIN}^{pS}(x) = \int_x^{t_{\max}^{pS}} \text{rep}^{pS}(u) \cdot du$ et connaissant la fonction $\text{rep}^{pS}(x)$, il

vient :

$$\% \text{MIN}^{pS}(x) = \frac{P(3) - P(\xi) - (3 - \xi) \cdot Z(3)}{A} \quad (\text{II.27})$$

Nous avons représenté sur les figures II.24 et II.25 les courbes d'évolution du tonnage de "minerai" en fonction de la coupure pour les différents blocs de sélection que nous avons envisagés. Si la figure II.22 mettait en évidence le rôle non négligeable de la dimension du bloc de sélection, l'illustration fournie par la figure II.24 est beaucoup plus parlante, dans la mesure où elle montre très clairement la différence de tonnage de "minerai", pour une même valeur de la coupure, suivant la dimension du bloc de sélection.

Ces figures montrent que :

- pour une coupure donnée x inférieure à la teneur moyenne des ressources, le tonnage de "minerai" est une fonction croissante de la dimension du bloc de sélection, minorée par le tonnage de minéral $Q_{\text{minéral}}$ et majorée par le tonnage des ressources Q . En d'autres termes, plus le bloc de sélection sera petit, plus la sélection sera efficace au sens de la limitation du tonnage à exploiter ;

- pour une coupure donnée x supérieure à la teneur moyenne des ressources, le tonnage de “minerai” est une fonction décroissante de la dimension du bloc de sélection. En d’autres termes, plus le bloc de sélection sera petit, plus le tonnage de “minerai” sera important, malgré une coupure élevée.

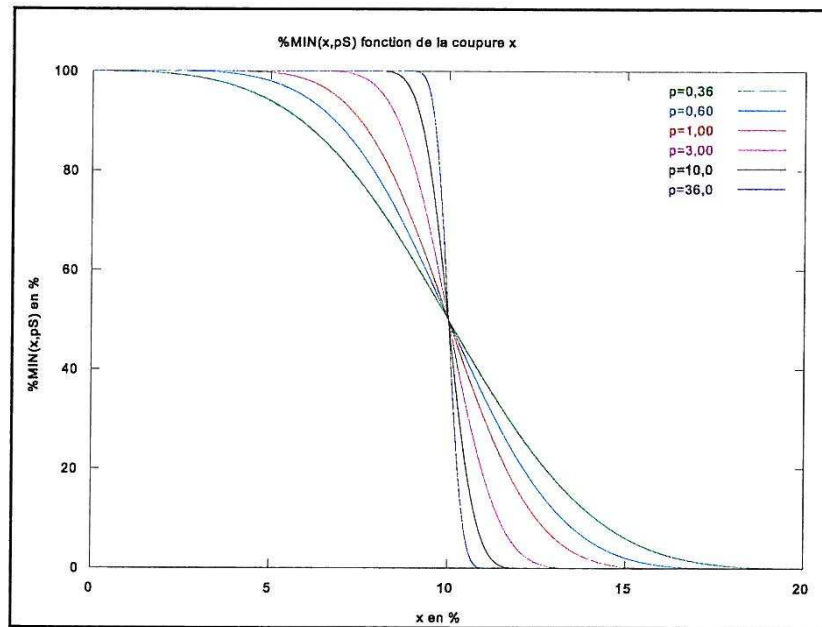


Figure II.24 : Effet de la dimension du bloc de sélection sur la fonction %MIN.

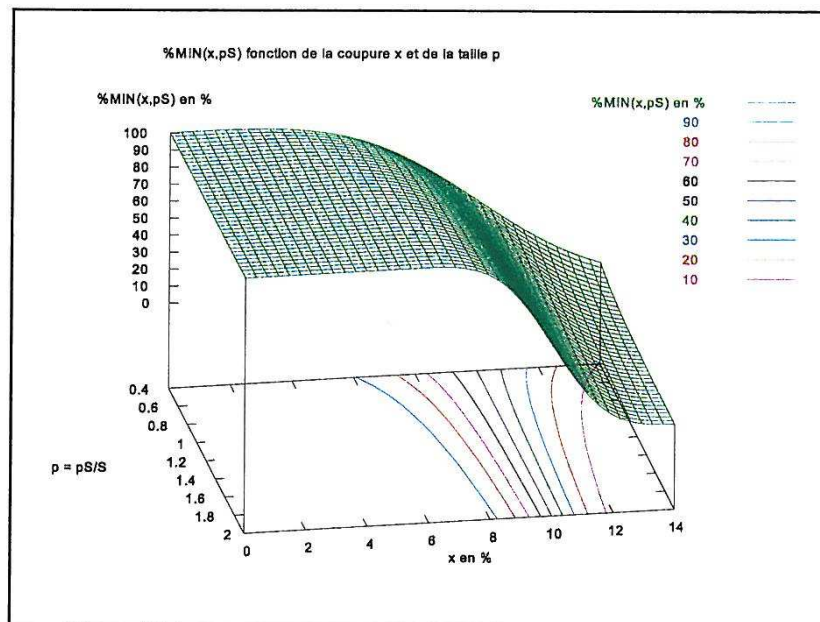


Figure II.25 : Evolution de la fonction $\%MIN^{pS}(x)$ en fonction de la coupure x et de la dimension du bloc de sélection (paramètre p).

II.I.2.3 Effet du bloc de sélection sur la liaison entre tonnage de métal et coupure

Le calcul de la fonction $\%MET^{pS}(x) = \frac{1}{t_{moy}} \cdot \int_x^{t_{max}^{pS}} u \cdot rep^{pS}(u) \cdot du$ conduit à l'équation :

$$\%MET^{pS}(x) = \%MIN^{pS}(x) + \frac{\sigma}{\sqrt{p} \cdot A \cdot t_{moy}} \cdot (Z(\xi) - Z(3) - \frac{(9 - \xi^2) \cdot Z(3)}{2}) \quad (II.28)$$

Sur les figures II.26 et II.27, nous avons représenté les courbes d'évolution du tonnage de métal en fonction de la coupure pour les différents blocs de sélection que nous avons envisagés. Les résultats sont parfaitement similaires à ceux obtenus sur la figure II.24 pour le tonnage de "minerai" et appellent peu de commentaires supplémentaires. On remarquera simplement que la symétrie des courbes par rapport à la teneur moyenne est perdue et que l'importance de la dimension du bloc de sélection sur le tonnage de métal est beaucoup plus grande pour des coupures supérieures à la teneur moyenne des ressources que dans le cas contraire.

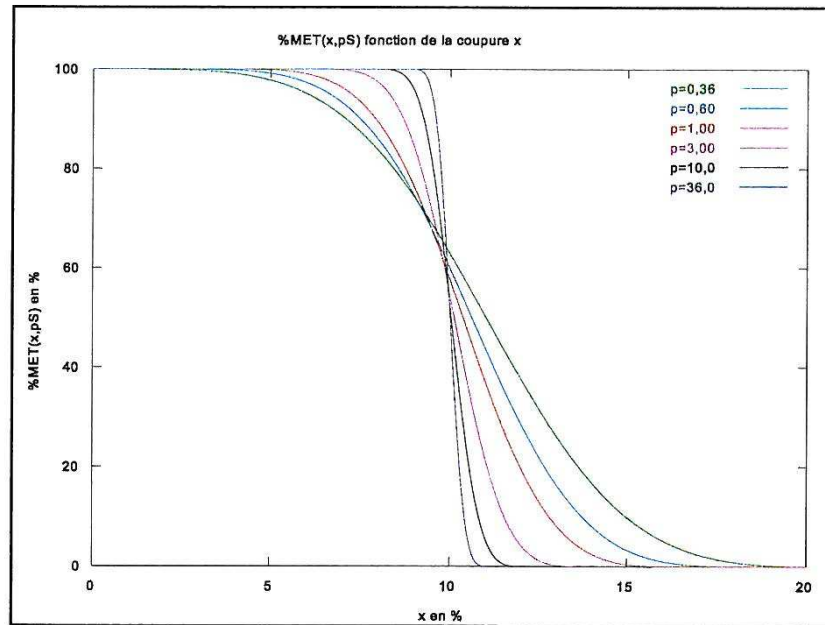


Figure II.26 : Effet de la dimension du bloc de sélection sur la fonction %MET.

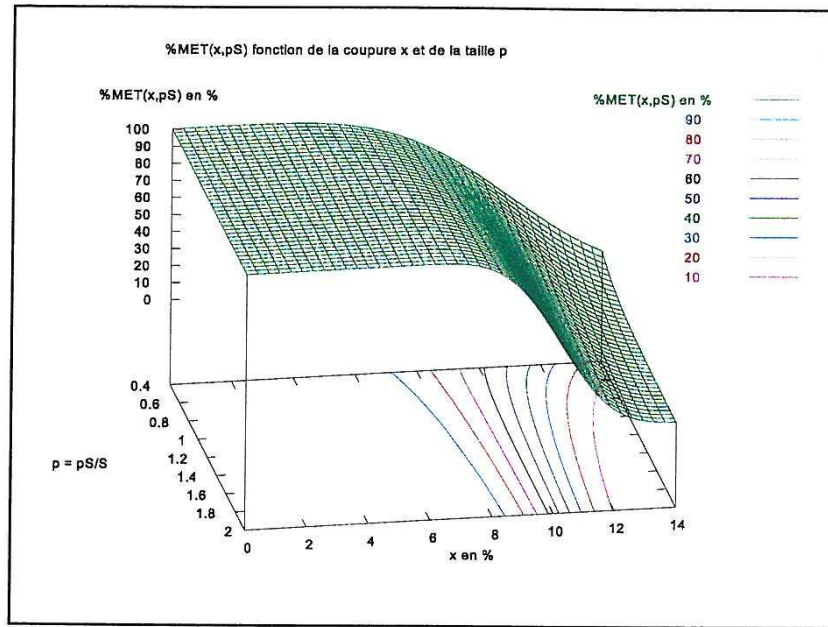


Figure II.27 : Evolution de la fonction $\%MET^{pS}(x)$ en fonction de la coupure x et de la dimension du bloc de sélection (paramètre p).

Ainsi, nous constatons que :

- pour une coupure donnée supérieure à une teneur pivot, proche de la teneur moyenne des ressources, le tonnage de métal récupéré augmente lorsque la dimension du bloc de sélection diminue. Ce résultat correspond parfaitement à celui obtenu pour le tonnage de "minerai" ;
- pour une coupure donnée inférieure à cette teneur pivot, on retrouve un résultat similaire à celui obtenu pour le tonnage de "minerai", à savoir que le tonnage de métal est une fonction croissante de la dimension du bloc de sélection. En d'autres termes, et toujours en se fixant la coupure, les recettes globales sont d'autant plus faibles que le bloc de sélection est petit (mais parallèlement les dépenses évoluent dans le même sens, et de manière plus forte).

II.1.2.4 Effet du bloc de sélection sur la liaison entre teneur moyenne et coupure

La teneur moyenne $t_m^{pS}(x)$ s'obtient aisément à partir des deux fonctions précédentes :

$$t_m^{pS}(x) = t_{moy} \cdot \frac{\%MET^{pS}(x)}{\%MIN^{pS}(x)} \quad (II.29)$$

Les figures II.28 et II.29 montrent, pour notre exemple théorique, l'évolution de la fonction $t_m^{pS}(x)$ en fonction de la coupure. Il apparaît avant tout que pour une coupure donnée, la teneur moyenne des réserves sera d'autant plus grande que le bloc de sélection sera petit. On constatera également que la courbe n'est pas définie sur la même plage de valeur suivant la dimension du bloc

de sélection. En effet, plus ce dernier sera petit, plus on aura des blocs de sélection à très faible ou très forte teneur. On atteint la limite lorsque l'on envisage un bloc de sélection de dimension égale à la maille de libération : on aura alors soit des blocs à teneur nulle, soit des blocs dont la teneur est égale à la teneur du minéral exploité.

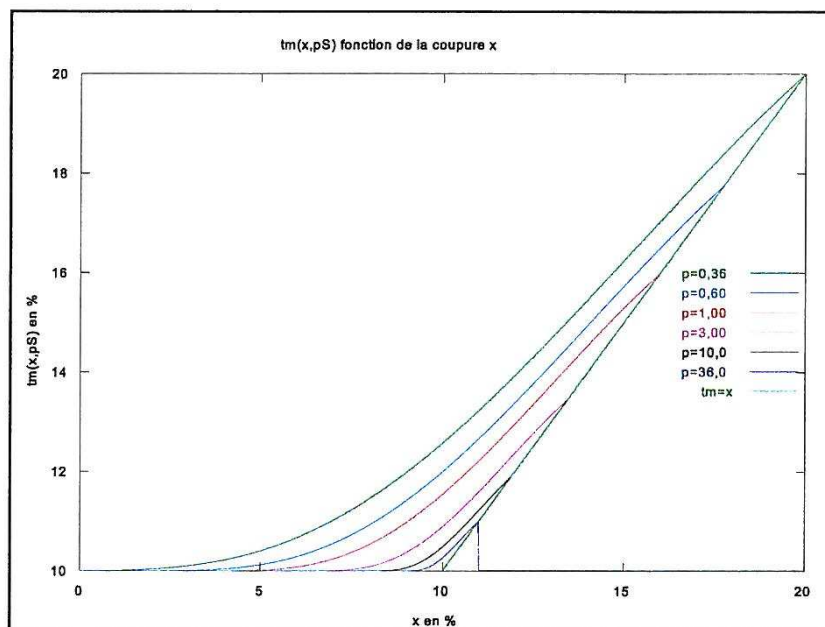


Figure II.28 : Effet de la dimension du bloc de sélection sur la teneur moyenne du "minéral".

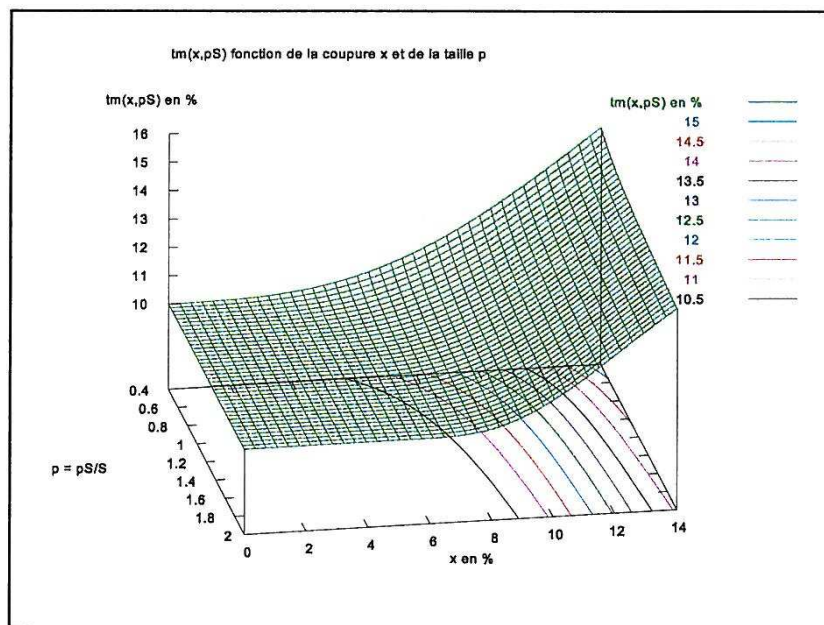


Figure II.29 : Evolution de la fonction $t_m^{pS}(x)$ en fonction de la coupure x et de la dimension du bloc de sélection (paramètre p).

II.I.2.5 Effet du bloc de sélection sur la géométrie du gisement

Nous avons choisi, dans la première partie de ce chapitre, d'illustrer le problème de la géométrie du gisement par une modification de la coupure tout en conservant le même bloc de sélection. Ceci étant, le bloc de sélection joue également un rôle primordial de ce point de vue. Les figures II.30 et II.31 représentent le gisement théorique que nous avons introduit dans la première partie de ce chapitre pour une coupure de 6 et des blocs de sélection de dimension 4S et 16S respectivement. Elles sont à comparer à la figure II.20, qui présente le gisement pour la même coupure et un bloc de sélection de dimension S.

Il apparaît que la géométrie du gisement est d'autant plus simple que le bloc de sélection est de grande dimension. Parallèlement, on peut noter que l'enveloppe du gisement est d'autant plus éloignée de celle du corps minéralisé que la dimension du bloc de sélection est importante.

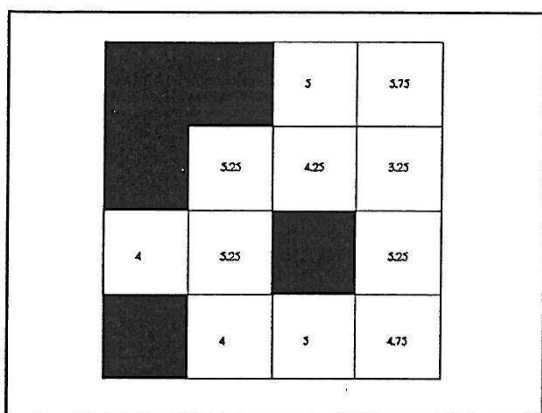


Figure II.30 : Gisement à une coupure de 6 sur la base d'un bloc de sélection de dimension 4S.

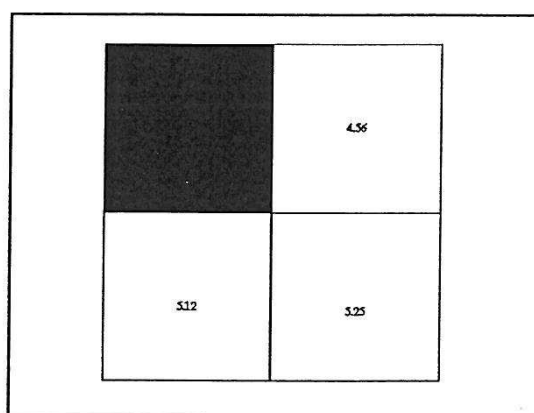


Figure II.31 : Gisement à une coupure de 6 sur la base d'un bloc de sélection de dimension 16S.

II.I.3 LES CONDITIONS FAVORABLES A LA SELECTION

II.I.3.1 Les conditions d'une sélection efficace

II.I.3.1.1 La structure de la minéralisation, la dimension du bloc de sélection, et le niveau de coupure

En tout premier lieu, il faut noter que le principe d'une sélection ne peut être intéressant et efficace que si sa mise en oeuvre conduit effectivement à séparer deux types de produits : du "minéral" d'un côté, du "stérile" de l'autre.

La structure intime de la minéralisation joue donc un rôle de première importance. Si l'on a affaire à un corps minéralisé très homogène en teneur, c'est à dire un corps minéralisé dans lequel la plupart des blocs de sélection auront une teneur proche de la teneur moyenne du corps (même pour des blocs de sélection de faible dimension), la mise en oeuvre d'une sélection n'aura pas de sens. Schématiquement, dans un cas de ce type, ce sera soit l'ensemble du corps minéralisé qui sera bon pour l'exploitation, soit le

projet minier devra être abandonné. Certains dépôts sédimentaires correspondent à cette catégorie. Les gisements de cuivre porphyriques en sont également très proches.

Pour un corps minéralisé donné, **la sélection sera d'autant plus efficace que l'on pourra rejeter une part significative du tonnage de roche minéralisée** (donc diminuer sensiblement les dépenses opératoires) **sans pour autant rejeter une part trop importante de métal** (donc en diminuant les recettes dans une proportion beaucoup plus faible). Il faut donc des teneurs dispersées dans le corps minéralisé, et assez dispersées pour que l'application d'une teneur de coupure conduise à une quantité non négligeable de blocs classés "stérile". Pour fixer les idées, si la proportion de "stérile" est inférieure à 10%, il y a peu de chances pour que la séparation d'un flux "stérile" et d'un flux "minéral" puisse s'avérer rentable. L'exemple tiré de la mine de Guemassa que nous avons présenté en partie I de ce chapitre répond bien à ce critère puisque dès l'application d'une coupure de 1%, le pourcentage de "minéral" passe à moins de 90%.

Ceci étant, la proportion de "stérile" ne dépend pas que de la structure de la minéralisation : elle dépend aussi de la dimension du bloc de sélection d'une part et du niveau de coupure à envisager pour l'exploitation d'autre part.

Pour ce qui concerne le premier point, les éléments que nous avons présentés sur le rôle de la dimension du bloc de sélection nous conduisent à un premier résultat important : **pour améliorer l'efficacité de la sélection, il faut qu'elle soit appliquée sur un bloc de faible dimension.**

Pour ce qui concerne le deuxième point, on peut définir des règles en fonction du niveau de coupure par rapport à la teneur moyenne du corps minéralisé :

- d'abord **il faudrait que le niveau de coupure adapté** (du fait des conditions techniques et économiques) **au corps minéralisé soit inférieur à sa teneur moyenne**. Nous avons vu que l'application d'une teneur de coupure conduit à une déstructuration du corps minéralisé, qui elle-même obligera l'exploitant à réaliser un certain nombre de travaux au "stérile". Si la proportion de "stérile" devient trop importante, ces travaux, même s'ils sont limités par rapport à l'exploitation d'un bloc "minéral", vont rapidement engendrer une dépense importante. Parallèlement, la proportion de "minéral" sera plus faible, et le poids des dépenses relatives aux blocs "stérile" ramenées à la tonne de "minéral" deviendra trop grand ;
- ensuite, **il faut que la proportion de "stérile" soit non négligeable** (supérieure au moins à 10%) **pour des valeurs de la coupure qui restent sensiblement inférieures à la teneur moyenne du corps minéralisé.**

II.I.3.1.2 L'accessibilité des blocs de sélection

Nous revenons ici sur le point soulevé au paragraphe I.6 de ce chapitre. **La teneur de coupure ayant tendance à déstructurer le gisement, l'accès aux blocs classés "minéral" peut devenir difficile et nécessiter des travaux au "stérile".**

On peut citer un cas particulier de type de corps minéralisé dans lequel ce problème d'accessibilité ne se pose pas : les corps minéralisés alluvionnaires sous-

marins ou sous-fluviaux. C'est le cas des corps minéralisés de diamant de Namibie, de certains corps minéralisés d'or, ... Ceux-ci peuvent être considérés comme des objets à deux dimensions et sont habituellement exploités par pompage à partir d'un bateau sur lequel est également réalisé le traitement. Il n'y a ici aucun problème d'accessibilité à un bloc de sélection dans la mesure où le bateau passe au-dessus, s'arrête et descend sa pompe où il veut. On peut dire que dans ce type de corps minéralisé, on a une accessibilité parfaite des blocs de sélection.

Les corps minéralisés que nous venons de décrire constituent néanmoins un cas tout à fait particulier, et dès lors que l'on s'en écarte, même très faiblement, le problème d'accessibilité se pose. Considérons en effet un corps minéralisé sédimentaire, parfaitement horizontal, sans recouvrement et d'épaisseur constante (le corps minéralisé de manganèse de la Comilog au Gabon n'est pas loin de correspondre à cette description). Le simple fait que les équipements d'exploitation ne disposent plus d'un moyen détourné (l'eau dans le cas précédent) pour accéder aux blocs à exploiter limite déjà énormément l'accessibilité aux blocs de sélection. Il suffit qu'un bloc "minéral" soit entouré de blocs "stérile" pour que l'exploitant se trouve dans l'obligation soit d'éliminer un bloc "stérile" pour accéder à son "minéral", soit d'abandonner son "minéral".

Finalement, les exploitations à ciel ouvert sous la forme de cratères coniques (type exploitation de kimberlite) constituent le cas que nous qualifierons d'inaccessibilité totale des blocs de sélection. En effet, la structure de ces exploitations fait que tout bloc compris dans l'emprise de la fosse ultime doit être exploité et sorti de la fosse³⁰.

Les mines souterraines sont généralement plus proches de l'inaccessibilité totale que de l'accessibilité parfaite. Ceci étant, plusieurs critères entrent en jeu.

En tout premier lieu, évidemment, **la structure de la minéralisation.** Nous nous y sommes intéressé de manière statistique, mais il est bien évident que la répartition spatiale des blocs riches ou pauvres jouera ici un rôle important.

Ensuite **la dimension du bloc de sélection.** Plus le bloc de sélection sera petit, plus il sera probable qu'il ne soit pas facilement accessible ou plus précisément qu'il sera nécessaire d'éliminer un ou plusieurs autres blocs pour pouvoir y accéder. Les petits blocs de sélection nous permettent donc d'envisager une sélection plus efficace, mais présentent un inconvénient du point de vue de l'accessibilité.

Finalement **la méthode d'exploitation.** Elle peut en effet imposer une géométrie d'exploitation régulière et donc empêcher l'accès à certains blocs. Pensons par exemple les méthodes d'exploitation de type chambres et piliers. Dans une exploitation en chambres et piliers abandonnés, la géométrie d'exploitation est imposée et l'exploitation d'un pilier est exclue, même si ce dernier contient un bloc particulièrement riche ; à l'opposé, on pourra se permettre de ne pas exploiter, dans certains cas, des blocs pauvres normalement situés dans les galeries, tout simplement en abandonnant la réalisation d'une recoupe entre deux

³⁰ C'est très certainement cet aspect particulier de l'exploitation à ciel ouvert qui a conduit K.F. Lane à retenir le nom de **Mining** pour la première étape du processus d'exploitation dans son modèle.

piliers. Dans le cas des chambres et piliers foudroyés, on ne pourra toujours pas récupérer les blocs riches qui seraient éventuellement situés dans des quilles résiduelles à foudroyer et en plus on ne pourra plus se permettre de contourner certains blocs pauvres. On peut également penser aux méthodes par tranches montantes remblayées. Pour accéder à un bloc d'une tranche, il faut obligatoirement avoir abattu le bloc précédent ; et pour accéder à une tranche, il faut avoir abattu la tranche précédente³¹. Dans le cas des tranches descendantes sous remblai cimenté, la contrainte sera encore plus forte puisque les produits classés "stérile" ne pourront pas être directement mélangés au remblai et devront donc être abattus et extraits.

Il est bien évident qu'à chaque tonne de "minerai" abandonnée correspondra une perte de bénéfices et à chaque tonne de "stérile" manipulée correspondra une dépense. Ces deux phénomènes réduiront d'autant le gain espéré de la mise en oeuvre de la sélection. **Dans le cas idéal, il faudrait donc que les ressources et le bloc de sélection soient tels que le gisement défini à différents niveaux de teneur de coupure reste continu et d'une continuité telle qu'elle soit compatible avec la méthode d'exploitation mise en oeuvre.**

II.I.3.1.3 La précocité de la sélection

Nous avons vu que l'hypothèse d'accessibilité parfaite n'est que rarement acceptable et que des travaux sur les blocs classés "stérile" seront donc nécessaires. Pour autant, toutes les exploitations ne sont dans une position similaire par rapport à l'efficacité de la sélection. Il est en effet clair que l'exploitation sera d'autant plus favorable à la sélection que les dépenses d'élimination d'une tonne de "stérile" seront faibles (par rapport aux dépenses à engager pour une tonne de "minerai"), c'est à dire que les travaux à réaliser sur les blocs "stérile" seront limités.

Il y a de ce point de vue une grande différence entre l'exploitation d'un filon en tranches montantes remblayées et l'exploitation d'un filon strictement similaire en tranches descendantes sous remblai cimenté intégral. Dans le premier cas, un bloc "stérile" pourra éventuellement être directement utilisé comme remblai. Il suffira donc de l'abattre puis de l'étaler : les dépenses liées à ce bloc seront limitées, d'autant plus que sa réutilisation sous forme de remblai générera une économie sur le poste remblayage. Dans le second cas, un bloc "stérile" devra suivre exactement le même processus qu'un bloc "minerai", extraction comprise puis subir une manipulation supplémentaire pour être mis en terril sur le site d'exploitation. Les dépenses seront nettement plus fortes, sans compter la gêne supplémentaire due à la construction et la gestion des terrils sur le long terme.

En d'autres termes, plus la sélection physique, c'est à dire la séparation entre les flux "minerai" et "stérile", pourra être faite tôt, et mieux ce sera. De même, plus les opérations à appliquer aux blocs "stérile", après la séparation des flux "minerai" et "stérile", seront réduites, mieux ce sera.

³¹ Le "stérile" abattu par force peut parfois être immédiatement utilisé comme remblai, ce qui en limite le coût.

II.1.3.1.4 L'"estimabilité" des blocs de sélection

La mise en oeuvre d'une sélection suppose que l'on ait accès à une estimation de la teneur de chaque bloc. La difficulté à estimer la teneur d'un bloc dépendra de sa taille, du type de minéralisation et du produit exploité, et de la méthode d'exploitation mise en oeuvre.

En tout premier lieu, nous pouvons rappeler que plus un bloc sera gros, plus il sera facile à estimer dans la mesure où d'une part les teneurs seront moins dispersées et d'autre part l'accès à des échantillons prélevés sur le bloc ne devrait pas être trop délicat. Les notions d'estimation locale des teneurs seront approfondies au chapitre III.2. Nous nous contentons donc ici de rappeler la règle empirique en matière d'estimation : pour qu'une estimation locale ait une chance de ne pas être mauvaise, il faudrait au moins disposer d'un échantillon par bloc.

Il est par ailleurs bien connu que les teneurs des métaux précieux ou des pierres précieuses ou fines sont nettement plus difficiles à estimer que celles des métaux de base. L'effet de pépite dans ce type de gisement complique sensiblement l'estimation locale, jusqu'à la rendre quasiment impossible dans certains cas. Pour un même métal, des corps minéralisés de nature différente présentent des niveaux de complexité très variés en matière d'estimation locale des teneurs. Prenons l'exemple du cuivre. Un corps minéralisé d'origine volcano-sédimentaire pourra présenter des hétérogénéités rapides et fortes de teneurs ; à l'opposé, un corps minéralisé de cuivre porphyrique sera beaucoup plus régulier, avec un noyau riche puis des teneurs décroissantes au fur et à mesure que l'on s'éloignera de ce noyau. L'uranium constitue un cas très particulier dans la mesure où la teneur d'un volume donné peut être approché par la mesure de la radioactivité. Du coup, le bloc de sélection peut être le godet du scoop et il n'y a plus forcément de lien entre bloc de sélection et tir (ce qui signifie que les critiques faites aux méthodes d'exploitation conduisant à tirer de gros blocs ne sont pas forcément valables pour l'uranium).

Finalement, la méthode d'exploitation joue un rôle important dans la mesure où elle conditionne l'échantillonnage. D'abord le délai entre l'accès au bloc pour la prise des échantillons et son exploitation dépend fortement de la méthode. Dans une exploitation par chambres et piliers par exemple, il est quasiment impossible (à des conditions de coûts acceptables) de prendre un échantillon à l'avance : on ne peut échantillonner que la volée à venir. Contraint par la production, le mineur disposera d'un temps très court pour prélever les échantillons, les analyser et décider du devenir du bloc (souvent, les exploitants préfèrent abattre et stocker le bloc pour pouvoir avancer en attendant les résultats d'analyse) ; parallèlement, sa visibilité sur l'avenir immédiat est très limitée puisqu'il ne connaît, dans chaque galerie, que la prochaine volée à exploiter. La situation est très différente dans une exploitation en tranches horizontales successives, dans laquelle la prochaine tranche peut être estimée lors de l'exploitation de la tranche précédente. On peut alors disposer de l'information deux semaines à un mois avant l'exploitation, ce qui laisse tout le temps de bien planifier l'exploitation (cet aspect sera développé au chapitre III.III). Pour peu qu'un boulonnage de la couronne s'avère nécessaire, le coût de la prise des échantillons dans une exploitation en tranches montantes sera quasiment négligeable (il suffira de récupérer les débris de foration des trous de boulonnage).

Cette notion d'estimabilité est importante. Les calculs que nous développerons par la suite se fondent en effet sur la connaissance des fonctions $T^s(x)$ et $t_m^s(x)$ et supposent une sélection parfaite, autrement dit ils supposent qu'on ne se trompe jamais dans l'estimation de la teneur d'un bloc de sélection. Cette hypothèse est bien sûr optimiste, et une estimation n'est jamais parfaite. Nous verrons au chapitre III.2 que la précision de cette estimation est primordiale.

A ce stade de notre réflexion, nous pouvons retenir :

- **que la mise en oeuvre d'une sélection sera d'autant plus efficace que le bloc de sélection sera petit. C'est donc dans cette direction que nous allons poursuivre nos réflexions ;**
- **mais que les petits blocs de sélection présentent des difficultés nouvelles :**
 - **l'accès aux petits blocs classés "mineral" nécessite l'élimination de blocs classés "stérile", laquelle engendre des dépenses qui vont in fine augmenter le coût opératoire total par tonne de "mineral". L'hypothèse d'indépendance entre le coût opératoire et la coupure, que nous avons discutée au chapitre 1.2, se trouve donc mise en défaut ;**
 - **l'élimination des blocs "stérile" peut s'avérer lourde si l'on ne dispose pas d'une possibilité simple de s'en débarrasser après abattage ;**
 - **l'estimation de la teneur des blocs est d'autant plus délicate que les blocs sont petits.**

II.1.3.2 L'adaptabilité de l'exploitation

Outre une sélection plus efficace, nous nous sommes aussi fixé un objectif de réactivité de l'exploitation. L'idéal, parfaitement théorique du fait des multiples contraintes qui pèsent sur l'exploitant, serait que ce dernier puisse modifier sa teneur de coupure à chaque fois que l'un des paramètres qui intervient dans sa définition change, donc au moins à chaque fois que le prix du métal change (ou du moins qu'il change de manière sensible).

Nous revenons ici à la notion de bloc de sélection. Imaginons en effet une exploitation minière sur la base d'un bloc de sélection très gros, par exemple une exploitation par chambres-magasins ou par une méthode d'abattage en masse, quelle qu'elle soit. Dans une exploitation de ce type, un bloc peut représenter jusqu'à plusieurs mois de production et il est évident que la teneur de coupure ne peut être modifiée pendant l'exploitation d'un bloc. Par conception de la méthode d'exploitation, ce dernier doit en effet soit être pris en entier, soit abandonné. On voit donc clairement apparaître un délai d'adaptation important, au moins égal à la durée d'exploitation d'un bloc donné (ou d'un chantier puisqu'il y a ici identité entre ces deux notions).

Mais ce délai est encore plus fort qu'il n'y paraît. Un gros bloc de sélection nécessite aussi un important travail, donc délai, de préparation.

Imaginons une mine qui exploiterait quatre blocs par an. Il n'est pas aberrant de supposer que les quatre blocs prévus pour l'exploitation pour une année donnée soient préparés pendant l'année précédente. On a donc un décalage d'une année entre le moment où l'on définit la teneur de coupure et le moment où le bloc entre en exploitation ! Il est évident qu'à cette échelle de temps les

conditions économiques auront changé et l'exploitant n'aura aucune possibilité d'adapter sa teneur de coupure. En effet :

- l'augmentation de la teneur de coupure implique que certains blocs préparés, et peut-être même tous, soient déclassés au "stérile". En conséquence, la production chuterait de façon dramatique si l'on modifiait la teneur de coupure, ce qui est généralement inacceptable pour l'exploitant ;
- la diminution de la teneur de coupure n'a aucun sens puisqu'on ne peut exploiter que les blocs qui ont été préparés et ces derniers ont été choisis sur la base d'une teneur de coupure plus forte. On peut évidemment choisir de préparer, pour l'avenir, des blocs à plus faible teneur. Mais il y a fort à parier que lorsque ces blocs seront disponibles, les conditions auront à nouveau changé.

Une exploitation sur la base de gros blocs de sélection ne pourrait être réactive (et encore, avec la limite due à la durée d'exploitation d'un chantier) que si elle disposait d'un "stock" de chantiers prêts à l'exploitation, ou du moins informés (c'est à dire dont la teneur a été estimée³²). Cette notion de stock de chantiers a été examinée par les concepteurs des modèles par étapes limitantes, qui se sont plus penchés sur l'évolution de la teneur de coupure en fonction de la structure des ressources que sur son évolution en fonction de paramètres techniques ou économiques. Les nouveaux blocs informés entrent dans les ressources et les blocs exploités en sortent : la structure des ressources est donc en constante évolution, et, sauf en cas de bonnes surprises lors de la préparation des nouveaux blocs, ces ressources vont en s'appauvrissant. L'effet de cet appauvrissement sur la teneur de coupure a par exemple été étudié par K.F. Lane. Ceci étant, cette notion de "stock" de blocs prêts à l'exploitation paraît un peu utopique :

- d'une part on imagine difficilement une situation de ce type durant les premières années de l'exploitation. Pressé de réaliser une bonne production, contraint par les remboursements d'emprunt, l'exploitant ne souhaitera engager ni temps ni argent dans la constitution d'un "stock" de chantiers ;
- d'autre part, il est presque certain que si un stock doit se constituer avec le temps, il ne sera composé que de blocs réellement pauvres et que son intérêt en matière de sélection sera franchement limité.

La réactivité sur de gros blocs de sélection est donc toute relative et une exploitation ne peut être réellement réactive que si elle s'appuie sur un bloc de sélection de dimension limitée par rapport à la production, de telle sorte que les variations des conditions économiques soient restreintes durant la période de préparation et d'exploitation d'un bloc. L'idéal, qui peut être atteint dans des méthodes de type tranches horizontales remblayées, est d'avoir un bloc de sélection d'une dimension inférieure à une journée de production.

II.I.3.3 Exploitation sélective et sélectivité

Nous avons jusqu'ici évité l'utilisation du terme *exploitation sélective* ou *sélectivité*. Nous ne nous y sommes référé qu'à l'occasion d'une réflexion sur l'écrémage et les bonnes pratiques de

³² Nous verrons au chapitre III.2 que le volume de travail nécessaire pour informer un bloc est assez proche de celui nécessaire à sa préparation au sens minier.

définition d'une teneur de coupure. Nous avons alors indiqué qu'il n'existait pas de réelle définition du terme.

La notion de *sélectivité* peut être très différente suivant le type de corps minéralisé auquel on s'intéresse. De nombreux articles portant sur des aspects très différents font référence à la *sélectivité*.

Dans le cas de corps minéralisés dont l'une des dimensions est réduite, le terme *sélectivité* est généralement employé dans le sens d'une exploitation qui reste au plus près du corps minéralisé, donc en fait dans le sens d'une exploitation qui comprend peu de dilution.

Les raisonnements que nous avons développés dans ces dernières pages nous permettent maintenant de proposer une définition plus générale de ce terme.

Une *exploitation sélective* est une exploitation dans laquelle on met en oeuvre une sélection efficace et qui permet de s'adapter à des conditions changeantes. Elle s'appuie donc forcément sur un bloc de sélection de dimension limitée. Sa mise en oeuvre, la *sélectivité*, sera d'autant plus intéressante que les blocs "minerais" seront facilement et rapidement accessibles (c'est à dire que la sélection intervient tôt dans le processus d'exploitation) et que les blocs "stérile" seront éliminés à moindre coût. Par ailleurs, la *sélectivité* sera d'autant plus facile à mettre en oeuvre que l'estimation de la teneur des blocs de sélection sera simple.

Nous allons maintenant nous placer dans cette hypothèse de bloc de sélection de faible dimension et de nécessité de travaux au "stérile" et développer un modèle par étapes limitantes adapté à ces conditions. Cela signifie que nous supposons que les conditions techniques de l'exploitation, donc en particulier la dimension du bloc de sélection, sont imposées.

CHAPITRE II.II

UN MODELE PAR ETAPES LIMITANTES

POUR DES EXPLOITATIONS SELECTIVES

Nous avons laissé entendre, à la fin du chapitre I.II que le modèle par étapes limitantes, moyennant quelques ajustements, conviendrait assez bien à notre problème. C'est donc sans surprise que nous allons lui consacrer la deuxième partie de ce chapitre. Nous présenterons logiquement d'abord les étapes que nous envisageons, puis une expression mathématique de la somme des cash-flows, avant de nous consacrer à la détermination des différents types de teneurs de coupure.

Mais avant, il a paru intéressant de faire un bilan du modèle classique par étapes limitantes et de préciser où se situent ses défaillances dans le cadre de notre objectif de sélection sur un bloc de dimension limitée.

II.II.1 CRITIQUE DU MODELE CLASSIQUE PAR ETAPES LIMITANTES

II.II.1.1 Des étapes dont les limites ne sont pas toujours très claires

II.II.1.1.1 La définition des étapes

Nous avons vu, lors de la présentation des modèles par étapes limitantes, que les auteurs retiennent trois étapes, respectivement dénomées **Mining**, **Processing** et **Marketing**. Nous avons également vu que si ces étapes restent proches d'une décomposition classique de l'exploitation minière, ne serait-ce que par leur nom, elles s'en éloignent sensiblement par certains aspects.

L'étape **Mining** s'est avérée délicate à définir, et K.F. Lane s'est vu dans l'obligation de séparer le cas des exploitations souterraines et celui des exploitations à ciel ouvert. G. Joly a retenu la même distinction, mais avec une légère nuance : il impute le coût d'exploitation du "minerai" dans une fosse à ciel ouvert à l'étape **Processing** et considère que seul le coût d'exploitation du "stérile" doit être rattaché à l'étape **Mining**³³. H. K Taylor a lui aussi mis l'accent sur la difficulté de la distinction entre les étapes **Mining** et **Processing**³⁴.

De manière similaire, G. Joly répartit les dépenses du traitement du "minerai" entre les étapes **Processing** et **Marketing**, alors que pour K.F. Lane les dépenses de traitement relèvent très clairement de l'étape **Processing**.

La définition claire des limites des différentes étapes est certainement compliquée par le fait que les deux auteurs veulent se placer dans un cadre assez général, pouvant s'appliquer aussi bien à une exploitation minière au sens strict qu'à une entreprise intégrée comprenant la mine et la métallurgie. Pour ce qui nous concerne, nous nous intéresserons ultérieurement au cas d'une exploitation minière et supposerons que cette exploitation vend un concentré.

Ceci étant, les difficultés rencontrées dans la définition des limites des étapes peuvent être levées si l'on raisonne non plus en étapes mais en flux de matières. Les différents auteurs auxquels nous avons fait référence avaient parfois pris en compte cet aspect de manière intuitive : K.F. Lane introduit son modèle à partir de trois types de matériaux différents ; il fait référence aux flux de matière dans son chapitre consacré au modèle économique³⁵ ; lorsque G. Joly répartit les dépenses de traitement entre les étapes **Processing** et **Marketing** on comprend que le point de séparation correspond à

³³ Il apparaîtra plus loin que ce choix constitue une erreur.

³⁴ "In underground mines, the distinctions between generation (i.e Mining) and handling (i.e Processing) are less clear, and in some systems, such as mechanised pillar and stall, may almost vanish", Cutoff grades, some further reflexions, Transactions of the Institute of Mining and Metallurgy, Octobre 1985.

³⁵ "Those are three main components to a mining operation, related to the through put with which the component is concerned", The Economic Definition of ore, chapter Four, p 21.

l'opération dans laquelle le minéral se sépare de sa gangue. Mais aucun des deux auteurs ne pousse à son terme le raisonnement en matière de flux.

Revenons en effet à la base de la sélection et aux différents matériaux auxquels K.F. Lane fait référence. On a au départ de la **roche minéralisée**. L'application d'une coupure conduit à distinguer, dans cette **roche minéralisée**, une partie "**stérile**" et une partie "**minerai**". Si nous schématisons la progression d'une tonne dans le processus d'exploitation, nous pouvons considérer que cette tonne est d'abord prise dans le **flux de roche minéralisée** puis passe dans le **flux de "minerai"** après que la sélection effective a pu être faite. Il faudrait donc rattacher les différentes opérations élémentaires de l'exploitation minière à l'un ou l'autre de ces flux. Si nous revenons à la distinction entre mines à ciel ouvert et mines souterraines que les deux auteurs avaient introduite et que nous l'examinons dans une optique de flux, la situation se clarifie :

- dans une mine à ciel ouvert de type fosse conique, tout volume situé à l'intérieur de la fosse ultime, quelle que soit sa nature, doit être abattu et extrait de la fosse. Un volume "**stérile**" suit donc au moins jusqu'au concassage primaire le même chemin qu'un volume "**minerai**". En d'autres termes, le flux de roche minéralisée comprend toutes les opérations de la mine au sens classique du terme ;
- dans une mine souterraine, si l'on admet que l'on travaille sur la base d'un gros bloc de sélection, un bloc classé "**stérile**" ne sera absolument pas touché. Le flux de roche minéralisée s'arrête donc tout de suite après les travaux préparatoires (au sens classique)³⁶.

Les éléments que nous venons de présenter coïncident donc bien avec la théorie de K.F. Lane. Mais l'approche par flux de matière nous permet d'être nettement plus précis dans la décomposition du processus d'exploitation.

Considérons en effet une exploitation souterraine sur la base d'une méthode par tranches montantes remblayées. En règle générale, si un bloc "**stérile**" se présente dans la tranche, il devra être enlevé pour permettre d'accéder aux blocs "**minerai**" qui se trouvent derrière lui. Même dans le cas où l'ensemble de la fin de la tranche en cours serait composé de blocs "**stérile**", ces blocs devraient souvent encore être enlevés pour permettre l'accès à la tranche suivante. Mais la manipulation nécessaire sur les blocs "**stérile**" pourra se limiter à une partie seulement des opérations d'exploitation : ces blocs pourront par exemple dans certains cas simplement être abattus et étalés dans le chantier comme produit de remblayage. Dans ces conditions, la séparation entre les flux de roche minéralisée et "**minerai**" se fait au sein même de l'opération d'exploitation souterraine. Les coûts d'abattage, de purge et de soutènement (nécessaires que le bloc soit "**minerai**" ou "**stérile**") devraient être portés par le flux de roche minéralisée, les coûts de déblayage, de concassage fond et d'extraction devraient être portés par le flux de "**minerai**".

³⁶ En toute rigueur, la réalisation de ces travaux préparatoires n'est même pas nécessaire dans ce cas, nous y reviendrons par la suite.

On pourrait de la même manière considérer une exploitation à ciel ouvert du type d'une fosse qui avance horizontalement et dans laquelle on a une remise en état au fur et à mesure de l'avancement. Un bloc "stérile" situé dans l'emprise de la fosse devra, comme toujours à ciel ouvert, être enlevé. Ceci étant, il suffira de l'abattre et de le déplacer au sein de la fosse. Dans certains cas, cela peut se faire par la technique du cast-blasting qui consiste à utiliser une charge en explosif particulièrement élevée pour projeter directement les matériaux "stérile" de l'autre côté du front d'exploitation. Les opérations nécessaires au "stérile" s'arrêtent alors après le tir. Dans de nombreux cas, on aura au minimum une différence dans la distance de transport des matériaux "minerai" et "stérile", les seconds ne sortant pas de la fosse³⁷. La limite entre flux de roche minéralisée et flux de "minerai" se ferait ici fictivement après une distance de transport qui correspond à celle nécessaire à l'élimination du "stérile" : tous les coûts situés avant seraient relatifs au flux de roche minéralisée (foration, tir, chargement, transport sur la distance entre le point d'abattage et le lieu de déversement du "stérile"), les coûts situés après seraient relatifs au flux de "minerai" (complément de transport pour aller jusqu'au concassage primaire, concassage, transport jusqu'à l'usine, traitement).

Nous avons indiqué lors de la présentation du modèle de K.F. Lane que dans tous les cas, les coûts relatifs à l'étape Mining étaient absents de la détermination de la teneur de coupure. Dans cette nouvelle approche, ce sont les coûts relatifs au flux de roche minéralisée qui ne doivent pas y intervenir. Ce résultat peut être rapproché de la notion de *Sunk Cost* à laquelle nous avons déjà fait référence pour l'investissement initial. Si les dépenses relatives au flux de roche minéralisée ne sont pas engagées longtemps à l'avance, elles n'en restent pas moins antérieures à la sélection et toute dépense antérieure à la sélection disparaît de la détermination de la teneur de coupure.

Un raisonnement similaire de division d'un flux permet de clarifier la séparation entre les étapes Processing et Marketing : on passe du flux de "minerai" au flux de concentré. De même que précédemment, les opérations qui se situent avant la séparation effective du minéral et de sa gangue relèvent de l'étape Processing, celles qui se situent après relèvent de l'étape Marketing. Dans tout processus de traitement, les opérations qui sont strictement relatives au concentré, telles que l'épaississage, la filtration, le séchage doivent donc être rattachées à l'étape Marketing.

II.II.1.1.2 La définition de la capacité des différentes étapes.

La première source de difficulté dans la définition de la capacité des différentes étapes réside dans le point que nous venons de développer, c'est à dire l'incertitude qui règne sur leurs limites. Mais au-delà de cet aspect, deux des trois capacités posent d'autres problèmes.

³⁷ Notons que cette différence de distance de transport est valable pour tous les types d'exploitation à ciel ouvert. Elle peut être grande si la fosse est étendue et si l'usine de traitement en est un peu éloignée. Dans certains cas, la distance de transport peut être supérieure pour les matériaux classés "stérile".

La première d'entre elles est la capacité de l'étape **Mining**. Plaçons-nous en effet dans le cas d'une mine souterraine. Dans l'hypothèse de K.F. Lane, la capacité de l'étape **Mining** est alors dictée par la capacité de réalisation des travaux préparatoires dans la mine. Par ailleurs, les opérations minières au sens traditionnel relèvent de l'étape **Processing**. Pourtant, ce sont souvent les mêmes équipements et les mêmes personnes qui assurent ces deux formes de travaux. Il y a à ceci deux exceptions :

- les exploitations faisant appel à des techniques d'abattage mécanique. Ces techniques peuvent être très différentes entre l'avancement d'une galerie et l'abattage dans le chantier et nécessitent souvent un équipement et un personnel spécialisé. Dans les mines sédimentaires exploitées par longues tailles foudroyées par exemple, le traçage des galeries se fait soit mécaniquement soit à l'explosif, et l'exploitation par longue taille fait appel à des haveuses ou à des rabots ;
- les exploitations dans lesquelles les travaux préparatoires sont sous-traités à des entreprises extérieures, alors que la production reste sous le contrôle de l'opérateur. Même si les équipements sont similaires, les moyens mis en oeuvre sont totalement indépendants³⁸.

La capacité de l'étape **Mining** est donc fixée par des éléments qui interviennent également dans l'étape **Processing**. Si ces éléments constituent la limitation de l'étape **Processing**, les deux capacités ne peuvent plus être considérées comme des grandeurs indépendantes et constantes. On sera amené à admettre que ces capacités sont variables en fonction de la coupure : si la coupure augmente, on acceptera de consacrer plus d'énergie à l'étape **Mining**. Cela signifie que le cas que nous envisageons ici est d'autant plus probable que la coupure envisagée est élevée (plus la coupure est élevée, plus la capacité des opérations communes aux deux étapes est consommée par l'étape **Mining**, plus la part disponible à l'étape **Processing** est faible, et plus il y a de chances que ce soient ces mêmes opérations qui constituent la limite de l'étape **Processing**).

Toujours dans le cas d'une mine souterraine, il existe, dans l'optique d'une exploitation sur de gros blocs de sélection, une certaine flexibilité sur la capacité des travaux préparatoires. Nous avons vu que les chantiers sont préparés avec une certaine avance. On cherche bien évidemment, en temps normal, à maintenir cette avance. H. K. Taylor fait néanmoins remarquer que cette avance donne une certaine souplesse et permet ponctuellement de dépasser la capacité théorique des travaux préparatoires.

L'autre étape dont la capacité peut poser problème est l'étape **Marketing**. Plaçons-nous dans le cas où cette étape n'est pas dimensionnée par des contraintes techniques, de type capacité de fusion ou capacité de transport, Peut-elle alors être imposée par une contrainte relative au marché, comme le suggère K.F. Lane?

La réalité, du point de vue du marché, d'une exploitation minière de métaux de base est assez simple. En chaque fin d'année, l'opérateur négocie avec ses clients, le

³⁸ Notons que dans le cas de la sous-traitance des travaux préparatoires, la capacité des travaux préparatoires bénéficierait probablement d'une certaine souplesse.

plus souvent des fondeurs. Cette négociation porte sur les conditions dans lesquelles se feront les transactions l'année suivante : pourcentage du métal payé au mineur, frais de fusion, cours de référence du métal, ... Mais elles portent aussi sur les quantités de concentré que le mineur s'engage à fournir au fondeur et sur les périodes de l'année durant lesquelles les livraisons devront être effectuées. Une fois le contrat signé, le mineur est bien soumis à une contrainte portant sur l'étape **Marketing**, mais cette contrainte s'exprime sous la forme d'une production minimale et non d'une capacité maximale. A aucun moment les différents auteurs n'envisagent la prise en compte d'une production minimale pour l'étape **Marketing**.

Pour la grande majorité des exploitations minières, la capacité maximale de vente imposée par le marché n'a pas de sens. Si le mineur produit plus de concentré que ce que le fondeur s'est engagé à lui acheter, rien n'empêche le mineur de vendre son concentré sur le marché spot. Ce marché spot ne pourrait imposer une limite que si l'exploitation considérée était de très grande dimension par rapport au marché mondial!

Finalement, seules les entreprises qui sont liées par des contrats à long terme à un acheteur unique sont éventuellement soumises à une capacité maximale de **Marketing**. Mais dans ce cas, il s'agit carrément d'une capacité imposée, au sens où elle est à la fois maximale et minimale. La réflexion sur la teneur de coupure optimale est alors grandement simplifiée dans la mesure où cette teneur doit obligatoirement saturer l'étape **Marketing**. Ce ne pourrait donc être que la teneur de coupure économique de l'étape **Marketing** ou l'une des deux teneurs de coupure d'équilibre entre l'étape **Marketing** et les deux autres étapes.

Nos dernières remarques soulèvent un problème : **le fait de s'imposer une production minimale de concentré ne limite-t-il pas énormément la flexibilité dans le choix de la teneur de coupure?** La souplesse que nous espérons exploiter en faisant varier la teneur de coupure sur le court terme existe-t-elle? Cette question est pertinente (on le verra clairement à la fin de ce chapitre) mais elle revient à renverser le problème. Il est vrai que la souplesse sera réduite par l'introduction d'une production minimale, mais la réflexion sur les teneurs de coupure doit être mise à jour chaque année avant de s'engager dans un contrat avec un fondeur de manière à s'assurer que les engagements que l'on prend sont en accord avec les caractéristiques de l'exploitation.

II.II.1.1.3 Des étapes qui manquent

Nous avons vu que la limite entre les différentes étapes correspond à des changements de matériaux, à des flux de matière différents. Si nous examinons les choses d'une manière un peu plus rigoureuse, **nous constatons qu'il n'y a jamais transformation d'un flux en un autre, mais qu'il y a division d'un flux en deux nouveaux flux distincts.**

K.F. Lane et les autres auteurs qui se sont intéressés aux modèles par étapes limitantes n'ont jamais pris en compte que les flux de matière qui s'intègrent dans le processus de valorisation. Les flux qui s'en écartent sont systématiquement négligés.

Entre les étapes **Mining** et **Processing**, le flux de roche minéralisée se divise en un flux de “minerai” et un flux de “stérile”. Entre les étapes **Processing** et **Marketing**, le flux de “minerai” se divise en un flux de concentré et un flux de résidus de traitement.

Le flux de résidus de traitement a probablement souvent été négligé parce que son importance est a priori faible :

- les opérations qui portent sur les résidus de traitement consistent souvent simplement en un pompage et une mise en dépôt derrière un barrage. Les coûts opératoires relatifs à ce flux sont donc limités ; par ailleurs le coût d’investissement nécessaire à une augmentation de la capacité de ce flux est lui aussi limité et il est donc assez rare que ce flux constitue la limite de production de l’ensemble du processus³⁹ ;
- la variation de ce flux est fonction de la teneur moyenne, donc forcément d’amplitude nettement plus faible que la variation de la teneur de coupure.

La non-prise en compte du flux de “stérile” est pour sa part liée au fait que les auteurs n’envisagent pas de travaux au “stérile” : soit il n’est absolument pas touché (cas des mines souterraines), soit il est soumis exactement aux mêmes opérations d’exploitation que le “minerai” (cas des mines à ciel ouvert). Ces hypothèses ne seront plus acceptables dans notre contexte, dès lors que nous retenons l’idée d’un bloc de sélection de faible dimension.

II.II.1.2 Une approche en matière de flux

Les éléments que nous avons présentés ci-dessus nous conduisent à élaborer un modèle fondé sur les flux de matière dans l’exploitation minière. Ce modèle est illustré par la figure II.32. Nous avons au total individualisé cinq flux :

- **un flux de roche minéralisée.** A ce flux nous associerons une étape intitulée **Roche**. Toutes les opérations qui seront communes aux blocs “minerai” et aux blocs “stérile” seront relatives à cette étape ;
- **un flux de “minerai”.** C’est la branche valorisante qui découle de la division du flux précédent. Nous lui associerons une étape intitulée **Minerai**. Seules les opérations propres au “minerai” seront rattachées à cette étape ;
- **un flux de “stérile”.** C’est la branche non valorisante qui découle de la division du flux de roche

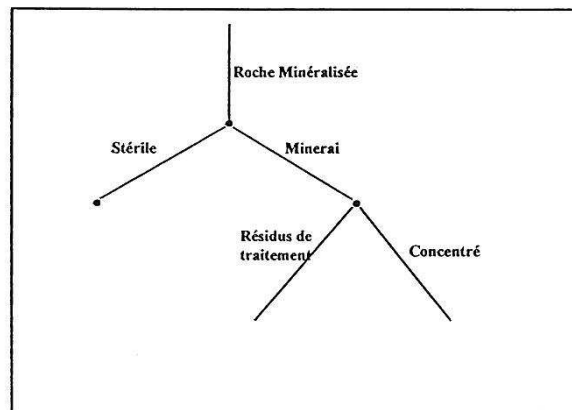


Figure II.32 : Les différents flux de matière.

³⁹ Il n’est pas impossible que ce flux prenne de l’importance du fait de l’augmentation des contraintes liées au respect de l’environnement.

minéralisée. Nous lui associerons une étape intitulée **Stérile**. Cette étape contiendra toutes les opérations relatives à la manipulation du "stérile" qui ne sont pas déjà prises en compte dans l'étape **Roche** ;

- **un flux de concentré**. C'est la branche valorisante qui découle de la division du flux de "minerai". Elle contiendra toutes les opérations postérieures à celles comprises dans l'étape **Minerai**. L'étape qui lui est associée sera appelée **Concentré** ;
- **un flux de résidus de traitement**. C'est la branche non valorisante qui découle de la division du flux de "minerai". Nous lui associerons une étape intitulée **Résidus**.

II.II.1.3 Une géométrie de gisement constante

Nous revenons ici sur un point auquel nous avons déjà fait référence. Les différents auteurs font systématiquement l'hypothèse qui consiste à dire que l'enveloppe géométrique du gisement est comparable à celle du corps minéralisé, quelle que soit la coupure envisagée. Cette hypothèse n'est pas exprimée clairement, mais elle est la seule à justifier que l'on admette que l'ensemble du corps minéralisé doive faire l'objet de la première étape du processus (l'étape **Mining** de K.F. Lane).

Cette hypothèse s'explique certainement par le fait qu'elle permet de s'affranchir de la connaissance de la répartition spatiale des teneurs. Mais elle est en contradiction avec l'hypothèse qui consiste à dire qu'il n'y a pas de travaux au "stérile". En effet :

- si aucune dépense n'est engagée sur des blocs "stérile" alors que l'on met en oeuvre une sélection, cela signifie d'abord que l'on envisage de gros blocs, c'est à dire que les blocs de sélection envisagés ne sont pas des volées élémentaires de production mais des chantiers entiers, et ensuite que ces chantiers ne sont absolument pas touchés s'ils sont classés "stérile". Dans ces conditions, il est aberrant d'en assurer la préparation et l'hypothèse de constance de la géométrie du gisement est mise en défaut ;
- réciproquement, si l'on admet que l'enveloppe géométrique du gisement est constante, cela signifie que tous les chantiers seront préparés et feront l'objet de travaux, donc que la sélection se fait à l'échelle de volumes élémentaires de production qui constituent des sous-ensembles du chantier et donc que les travaux au "stérile" seront inévitables.

L'un des enseignements les plus importants à retenir de notre chapitre précédent est le fait qu'une exploitation ne peut être réellement sélective que si elle s'appuie sur un petit bloc de sélection. Cet aspect justifie l'importance qu'il y a pour nous à prendre en compte une étape **Stérile**. Pour autant, la constance de l'enveloppe géométrique du gisement reste une hypothèse. Rien n'interdit en effet d'avoir une répartition des teneurs telle que certaines zones du corps minéralisé disparaissent totalement des réserves lorsque la coupure atteint des valeurs un peu élevées. Malheureusement, le fait de nous appuyer sur de petits blocs de sélection nous interdit tout espoir de pouvoir prendre en considération la répartition spatiale des teneurs (la teneur de chaque bloc est inconnue et ne sera connue que peu de temps avant son exploitation, comme nous le verrons chapitre III.II).

Cette hypothèse d'enveloppe géométrique indépendante de la coupure s'applique néanmoins assez bien aux corps minéralisés qui présentent des limites géologiques claires. Les

filons assez puissants, les amas de sulfures d'origine volcano-sédimentaire, ... C'est en particulier sur ce type de corps minéralisés que l'approche que nous proposons peut être mise en oeuvre, à condition bien sûr que le corps minéralisé respecte les autres contraintes que nous avons pu mettre en évidence au chapitre précédent, entre autres qu'il présente effectivement une variabilité assez forte des teneurs en son sein.

II.II.2 ADAPTATION DU MODELE PAR ETAPES LIMITANTES

II.II.2.1 Les différentes étapes, leurs caractéristiques

II.II.2.1.1 L'étape Roche

Comme nous l'avons indiqué, cette étape comportera toutes les opérations communes aux blocs "mineral" et aux blocs "stérile", donc toutes les opérations qui sont antérieures à la sélection effective au sens de la séparation entre les flux de "mineral" et "stérile".

En souterrain, on y intégrera donc systématiquement toutes les opérations liées à la préparation des chantiers (les travaux préparatoires au sens traditionnel) et généralement une partie des opérations qui relèvent de la mine (au sens habituel). Il faut remarquer ici que l'importance de cette étape dépend énormément des caractéristiques techniques de l'exploitation et plus particulièrement de la méthode d'exploitation mise en oeuvre. Elle est totalement liée aux notions d'accessibilité des blocs de sélection et de précocité de la sélection que nous avons introduites au chapitre précédent.

Cette remarque nous amène à préciser que la définition de la limite aval de l'étape **Roche** n'est imposée par la méthode d'exploitation que parce que l'on admet qu'une séparation ultérieure des deux flux est impossible. Cette impossibilité est dans le cas général liée à l'absence de méthode d'estimation simple de la teneur d'un volume de roche une fois que ce dernier a été abattu. Comme nous avons pu le signaler au chapitre précédent, seuls les minerais d'uranium échappent à cette règle. Pour les autres métaux, il reste à trouver une mesure de la teneur facile à mettre en oeuvre sur un godet de scoop ou une benne de camion!

Notons que dans le cas de l'uranium, on pourrait également imaginer que tous les produits soient extraits et concassés et que la première sélection ait la forme d'un tri automatique en entrée de l'usine de traitement⁴⁰. Dans ce cas, l'étape **Roche** comprendrait toutes les opérations relatives aux travaux préparatoires, à l'exploitation minière, et même les opérations de concassage et de tri qui font déjà partie du processus de traitement.

⁴⁰ L'usine de traitement de Lodève disposait d'un système de ce type sur une fraction granulométrique du tout-venant.

Nous retiendrons les notations suivantes pour notre modèle :

- la capacité de l'étape **Roche** sera exprimée en tonnes de roche minéralisée que l'on sera capable de préparer à l'exploitation par période τ . Nous la noterons **R** ;
- le coût opératoire relatif à l'étape sera défini à partir des dépenses opératoires des opérations qui relèvent de cette étape. Ces dépenses seront ramenées à la tonne de roche minéralisée. Nous noterons ce coût CO_{roc} .

Nous avons retenu l'hypothèse consistant à dire que cette étape portera sur l'ensemble du corps minéralisé, quel que soit le niveau de coupure. Si nous notons **Q** le tonnage total de ces ressources, la dépense globale sur l'ensemble de l'exploitation du corps minéralisé relative à cette étape sera donc donnée par la formule suivante :

$$DO_{roc} = Q \cdot CO_{roc} \quad (II.30)$$

Par ailleurs, dans le cas où l'ensemble du processus serait limité par une saturation de cette étape **Roche**, la durée de vie θ de l'exploitation (en nombre de périodes) serait définie par l'équation suivante :

$$\theta_{roc} = \frac{Q}{R} \quad (II.31)$$

La dépense opératoire et la durée de vie que nous venons de définir sont toutes deux constantes. Elles sont par hypothèse indépendantes de la coupure.

II.II.2.1.2 L'étape Mineraï

Le flux de "mineraï" démarre où s'arrête le flux de roche minéralisée. La limitation vers l'amont de l'étape **Mineraï** ne pose donc pas de problème. Vers l'aval, nous avons retenu que c'est la séparation entre le minéral et sa gangue qui constitue la limite de ce flux. Cette limite aval dépend donc de la méthode de traitement. Ceci étant, toute méthode de traitement comprend des opérations de préparation mécanique, suivies d'une ou plusieurs opérations d'enrichissement. C'est lors de ces opérations d'enrichissement que la séparation minéral-gangue se fait.

En conséquence, les opérations classiques de concassage, de broyage, de mise en pulpe, ... relèvent toujours de l'étape **Mineraï**. La difficulté majeure réside dans le classement de l'opération d'enrichissement. La limite se situe en fait quelque part au coeur de cette opération, lorsque l'activité n'est plus relative au "mineraï" mais devient relative au concentré. La flottation va nous permettre d'illustrer et de clarifier notre propos. L'opération de dégrossissage de la flottation porte très clairement sur le "mineraï", elle serait donc relative à l'étape **Mineraï** ; l'opération de relavage porte quant elle sur un produit qui est déjà beaucoup plus proche du concentré et on la rattacherait donc à l'étape **Concentré** ; finalement, l'opération d'épuisement porte sur un produit beaucoup plus proche du résidu de traitement et on devrait la rattacher à l'étape **Résidus**.

Un raisonnement précis nous amène donc à une décomposition assez complexe. En toute rigueur, les choses seraient encore nettement plus délicates. Comment par exemple considérer une éventuelle étape de préconcentration dans un processus de traitement? Comment considérer le traitement de minerais polymétalliques donnant lieu à plusieurs concentrés? Pour bien faire, il faudrait suivre le flow sheet précis du traitement et y individualiser toutes les séparations de flux, qui sont généralement très nombreuses, comprennent des renvois en arrière de certains flux, ... Il ne nous semble pas nécessaire d'introduire une telle complexité dans notre modèle. Nous admettrons donc que l'étape **Minerai** comprend l'opération d'enrichissement et qu'elle s'arrête à ce stade.

Nous retiendrons les notations suivantes :

- la capacité de l'étape **Minerai** sera exprimée en tonnes de "minerai" que l'on sera capable d'exploiter et de traiter par période τ . Nous la noterons **M** ;
- le coût opératoire relatif à l'étape sera défini à partir des dépenses opératoires des opérations qui en relèvent ramenées à la tonne de "minerai". Nous noterons ce coût CO_{min} .

La dépense globale sur l'ensemble de l'exploitation du corps minéralisé relative à cette étape sera donnée par la formule suivante :

$$DO_{min}(x) = Q \cdot \%MIN(x) \cdot CO_{min} \quad (II.32)$$

Par ailleurs, dans le cas où l'ensemble du processus serait limité par une saturation de cette étape **Minerai**, la durée de vie θ de l'exploitation serait définie par l'équation suivante :

$$\theta_{min}(x) = \frac{Q}{M} \cdot \%MIN(x) \quad (II.33)$$

La dépense totale liée à l'étape **Minerai**, ainsi que la durée de vie dans le cas où cette étape serait à l'origine de la limitation de production, sont des fonctions décroissantes de la coupure.

II.II.2.1.3 L'étape Stérile

Comme pour l'étape **Minerai**, la définition de la limite amont de l'étape **Stérile** ne pose pas problème puisqu'elle est fixée par la limite aval de l'étape **Roche**. Par ailleurs, la définition de la limite aval de l'étape est ici également assez simple puisqu'il faut aller jusqu'au bout du processus d'élimination des blocs "stérile", en d'autres termes généralement jusqu'à leur mise en terril.

Classiquement, l'étape **Stérile** comprendra donc certaines opérations relevant de l'exploitation minière au sens strict. Dans les exploitations favorables, on pourra rapidement se débarrasser des blocs "stérile" et elle sera très peu importante. Dans l'hypothèse d'accessibilité parfaite à laquelle nous avons fait référence au chapitre

précédent, l'étape **Stérile** est carrément inexistante (de même d'ailleurs que l'étape **Roche**). Dans les cas les plus défavorables (toute exploitation souterraine qui ne génère pas de vide dans lesquels on pourra déverser les "stérile"), l'étape comprendra toutes les opérations minières postérieures à la séparation des flux (y compris le concassage primaire à chaque fois que celui-ci est nécessaire à l'extraction des produits) plus une opération de transport et de mise en terril en surface.

Le statut de l'opération de remblayage dans la répartition des opérations élémentaires au sein des différentes étapes mérite une attention particulière. Dès lors qu'une exploitation minière est fondée sur une méthode par remblayage, ce dernier sera nécessaire que le bloc exploité soit classé "minerais" ou "stérile". L'opération de remblayage devrait donc être imputée à la fois à l'étape **Minerais** et à l'étape **Stérile**. En pratique, il sera plus simple de l'imputer à l'étape **Roche**.

Par ailleurs, le stérile pourra dans certains cas être réutilisé pour cette même opération de remblayage, soit directement ou après une préparation mécanique s'il s'agit d'un remblai sec, soit en mélange dans un remblai cimenté. Cette réutilisation engendre une économie dans la mesure où le "stérile" remplace un produit normalement cherché à l'extérieur. Cette économie devra être prise en compte. On pourra le faire en introduisant un coût opératoire négatif (égal en valeur absolue à l'économie réalisée) sur l'étape **Stérile**. Dans le cas où l'étape **Stérile** serait de faible importance et où le "stérile" pourrait être réutilisé dans le remblai, il est possible que le coût total affecté à l'étape **Stérile** soit négatif.

Nous retiendrons les notations suivantes :

- la capacité de l'étape **Stérile** sera exprimée en tonnes de "stérile" que l'on sera capable de manipuler par période τ . Nous la noterons **S** ;
- le coût opératoire relatif à l'étape sera défini à partir des dépenses opératoires des opérations qui en relèvent ramenées à la tonne de "stérile". Les économies permises par une éventuelle réutilisation de ce "stérile" seront prises en compte sous la forme d'un coût négatif. Nous noterons ce coût CO_{ster} .

La dépense globale sur l'ensemble de l'exploitation du corps minéralisé relative à cette étape sera donnée par la formule suivante :

$$DO_{ster}(x) = Q \cdot [1 - \%MIN(x)] \cdot CO_{ster} \quad (II.34)$$

Elle sera nulle pour une coupure nulle (pas de flux de "stérile") et sera d'autant plus importante que la coupure sera élevée.

Par ailleurs, dans le cas où l'ensemble du processus serait limité par une saturation de cette étape **Stérile**, la durée de vie θ de l'exploitation serait définie par l'équation suivante :

$$\theta_{ster}(x) = \frac{Q}{S} \cdot [1 - \%MIN(x)] \quad (II.35)$$

Cette durée de vie est une fonction croissante de la coupure. Elle tend vers 0 pour une coupure nulle du fait de la disparition de l'étape Stérile dans ce cas.

Nous pouvons remarquer ici que nous faisons l'hypothèse que tous les blocs "stérile" devront être manipulés et qu'ils devront tous suivre le même processus. On aurait pu imaginer que l'élimination du "stérile" fasse appel à des processus de plus en plus compliqués au fur et à mesure que la quantité de "stérile" augmente. Il aurait alors fallu envisager un schéma plus complexe comprenant plusieurs flux de "stérile", un flux n'étant mis à contribution que lorsque le flux précédent est saturé. Mais comme pour l'usine de traitement, nous admettrons de simplifier le problème en n'envisageant qu'un seul flux possible pour le "stérile". Par ailleurs, en l'absence d'informations sur la répartition spatiale des teneurs, il n'est pas possible de distinguer les blocs "stérile" qui pourraient éventuellement être abandonnés sur place de ceux qui nécessiteront une manipulation. La seule possibilité pour tenir compte du fait qu'un certain pourcentage des blocs "stérile" ne nécessiterait pas de travaux consisterait à appliquer ce pourcentage directement à la quantité de "stérile". L'introduction d'un coefficient de ce type n'apporterait néanmoins pas d'élément de compréhension complémentaire, et nous avons donc choisi de ne pas tenir compte de cet aspect. Ceci étant, nous reviendrons parfois à cette idée dans la suite du chapitre pour indiquer quel aurait été son impact.

Une dernière remarque s'impose quant à l'indépendance de la capacité de cette étape par rapport à celle de l'étape **Minerai**. Dans la grande majorité des mines souterraines, ce sont les mêmes machines qui servent au transport des produits, que ce transport aille du chantier à la cheminée de jet pour le "minerai", ou du chantier à un autre chantier en cours de remblayage pour le stérile. Dans certains cas (en clair lorsque la capacité de l'étape **Minerai** sera dictée par la même opération que celle qui limite l'étape **Stérile**), les deux capacités maximales sont fortement liées et la limite devrait s'appliquer sur la somme des deux flux et non sur chacun des deux pris individuellement. La remarque est comparable à celle que nous avons faite à propos des flux **Mining** et **Processing** de K.F. Lane. Elle devrait même être étendue puisque le même type d'équipement est également susceptible de limiter la capacité de l'étape **Roche**. On pourrait évidemment chercher à compliquer le modèle en introduisant des relations entre les différentes capacités maximales. Nous ne le ferons pas ici. Mêmes simplifiés, les développements mathématiques que nous présentons ici ont l'avantage de répondre à de très nombreuses questions et de nous permettre de bien comprendre le fonctionnement de la teneur de coupure. Pour une application industrielle plus précise permettant de prendre en compte l'aspect que nous venons de développer, la solution la plus simple et la plus pratique consiste à modéliser l'exploitation sur tableur et à procéder à une résolution numérique.

II.II.2.1.4 L'étape Concentré

Cette étape débute dans la continuité directe de l'étape **Minerai** (donc après la dernière opération d'enrichissement dans l'usine de traitement) et ira jusqu'à la livraison du concentré chez le client (suivant les cas le déchargement au port d'arrivée ou le chargement au port de départ). Elle comprend donc les dernières opérations qui relèvent habituellement du traitement : épaississement du flux de concentré, filtration,

éventuellement séchage et conditionnement. Elle comprend également toutes les opérations de transport (au moins jusqu'au port) et de chargement du bateau, ainsi que les opérations liées à la vente au sens strict et au franchissement des douanes (opérations dont la matérialisation physique est peu importante mais qui engendrent néanmoins un coût).

La capacité maximale de cette étape sera généralement imposée par une contrainte technique. Comme nous l'avons vu précédemment, le marché est beaucoup plus susceptible d'induire une contrainte de production minimale pour cette étape.

Nous retiendrons les notations suivantes :

- la capacité de l'étape **Concentré** sera exprimée en tonnes de concentré que l'on sera capable de produire par période τ . Nous la noterons C ;
- le coût opératoire relatif à l'étape sera défini à partir des dépenses opératoires des opérations qui en relèvent ramenées à la tonne de concentré. Nous noterons ce coût CO_{conc} .

La dépense globale sur l'ensemble de l'exploitation du corps minéralisé relative à cette étape sera donnée par la formule suivante, dans laquelle t_{conc} représente la teneur du concentré :

$$DO_{conc}(x) = \frac{\rho \cdot Q \cdot \%MIN(x) \cdot t_m(x)}{t_{conc}} \cdot CO_{conc} \quad (II.36)$$

Le produit $\%MIN(x) \cdot t_m(x)$ correspond à la fonction $m(x)$ que nous avons introduite au chapitre précédent. Il est décroissant par rapport à la coupure, et le total des dépenses relatives à l'étape **Concentré** sera donc une fonction décroissante de la coupure.

Par ailleurs, dans le cas où l'ensemble du processus serait limité par une saturation de cette étape **Concentré**, la durée de vie θ de l'exploitation serait définie par l'équation suivante :

$$\theta_{conc}(x) = \frac{Q}{C} \cdot \frac{\rho \cdot \%MIN(x) \cdot t_m(x)}{t_{conc}} \quad (II.37)$$

Cette durée de vie est elle aussi une fonction décroissante de la coupure.

II.II.2.1.5 L'étape Résidus

Cette étape vient également dans la continuité directe de l'étape **Minerai**. Elle comprend toutes les opérations jusqu'à l'élimination définitive des résidus. Cette élimination a généralement la forme d'une mise en dépôt derrière un barrage. Ceci étant, les résidus de traitement peuvent aussi être réutilisés pour la réalisation d'un remblayage

hydraulique. Cette forme de remblayage a été très utilisée dans les années 70 et 80. Elle présentait l'avantage d'être très facile à mettre en oeuvre et d'éviter le stockage des résidus en surface. Mais elle présentait aussi quelques inconvénients majeurs, notamment par le fait qu'elle apporte de fortes quantités d'eau (chargée en particules) dans la mine et qu'elle se prête mal à un remblai cimenté de qualité. Elle est aujourd'hui délaissée au profit de remblais pâteux, souvent mis en place par pompage. Lorsque les résidus sont ré-utilisés, ils génèrent, comme le "stérile", des coûts négatifs.

La capacité maximale de cette étape est normalement liée à la capacité technique des opérations qui la constituent. Il s'agira donc généralement soit d'une capacité d'épaississage, soit d'une capacité de pompage. La première n'a pas vraiment de sens, dans la mesure où on peut toujours augmenter le débit d'un épaississeur dès lors que l'on admet d'avoir une efficacité d'épaississage plus faible, ce qui ne doit pas poser de gros problème pour une mise en digue (si ce n'est un éventuel problème de recyclage de l'eau dans l'usine). La seconde est réelle mais particulièrement simple à modifier à moindre frais : il suffit de changer une pompe. Nous anticipons un peu sur nos résultats futurs, mais il est peu probable que cette étape puisse limiter la capacité de production de l'ensemble du processus et si tel était le cas, l'opérateur aurait sans aucun doute intérêt à engager un petit investissement pour augmenter cette capacité plutôt que de subir une teneur de coupure imposée par elle.

Nous retiendrons les notations suivantes :

- la capacité de l'étape **Résidus** sera exprimée en tonnes de résidus de traitement que l'on sera capable d'éliminer par période τ . Nous la noterons **Res** ;
- le coût opératoire relatif à l'étape sera défini à partir des dépenses opératoires des opérations qui en relèvent ramenées à la tonne de résidus de traitement. Nous noterons ce coût CO_{res} .

La dépense globale sur l'ensemble de l'exploitation du corps minéralisé relative à cette étape sera donnée par la formule suivante :

$$DO_{res}(x) = Q \cdot \%MIN(x) \cdot \left[1 - \frac{\rho \cdot t_m(x)}{t_{conc}}\right] \cdot CO_{res} \quad (II.38)$$

Par ailleurs, dans le cas où l'ensemble du processus serait limité par une saturation de cette étape **Résidus**, la durée de vie θ de l'exploitation serait définie par l'équation suivante :

$$\theta_{res}(x) = \frac{Q \cdot \%MIN(x)}{Res} \cdot \left[1 - \frac{\rho \cdot t_m(x)}{t_{conc}}\right] \quad (II.39)$$

Les deux grandeurs introduites ci-dessus sont toutes deux des fonctions décroissantes de la coupure.

II.II.2.2 Formulation de la création de richesse

II.II.2.2.1 Les dépenses fixes par période

Pour terminer la modélisation des dépenses, il reste à prendre en compte les charges fixes, ou dépenses fixes par période τ . Nous retiendrons la notation F pour ces charges fixes.

La définition des charges fixes appelle peu de commentaires complémentaires par rapport à ceux qui ont été faits au chapitre I.II.

On pourra simplement attirer l'attention sur le fait que **la répartition coûts variables-coûts fixes n'est pas indépendante du cadre légal dans lequel se place l'entreprise minière**. Nous avons remarqué par exemple que les dépenses de main d'oeuvre pouvaient être réparties entre les charges fixes (main d'oeuvre salariée) et variables (main d'oeuvre temporaire) : la législation du travail a donc sans aucun doute une influence sur la répartition des coûts de main d'oeuvre.

On pourra ensuite remarquer que **la notion de charge fixe n'est pas indépendante de la période sur laquelle on raisonne**. Sur une période de très faible durée, toute dépense serait une charge fixe : un salaire horaire est une dépense fixe sur une période inférieure à une heure. Au contraire, sur une très grande durée, toute dépense aura un caractère variable : sur plusieurs années, un salaire mensuel, même avec une forte protection de l'emploi apparaît comme une dépense variable. Ceci étant, sur des unités de temps raisonnables pour notre évaluation économique, du trimestre à l'année pour fixer les idées, la définition des charges fixes ne pose pas de difficulté.

Pour l'exploitation de l'ensemble du corps minéralisé, la dépense totale liée aux charges fixes sera tout simplement donnée par l'équation suivante, dans laquelle la durée de vie θ prendra l'une des cinq valeurs que nous avons définies ci-dessus.

$$DF(x) = F \cdot \theta(x) \quad (II.40)$$

II.II.2.2.2 Les recettes de l'exploitation

Nous avons vu au tout premier chapitre de ce document que la recette par tonne de "minerai" était obtenue en faisant le produit de la teneur par la valeur du point. Nous avons alors défini cette valeur du point à partir de la valeur carreau mine du concentré. Cette définition convient assez mal ici, dans la mesure où la valeur carreau mine comprend des dépenses relatives à l'étape **Concentré**, telles que les dépenses de transport des concentrés par exemple. Dans le modèle par étapes limitantes, ces dépenses doivent être prises en compte sous la forme de coûts relatifs à l'étape **Concentré**. En conséquence, la valeur du point que nous utilisons dans la suite du document est déduite du prix de vente du concentré (elle prend en compte le paiement effectif du concentré à la livraison, mais aucune autre dépense relative au concentré).

Dans ce cas, les recettes totales dégagées par l'exploitation du corps minéralisé, décroissante avec la coupure x , seront données par l'équation :

$$\text{Rec}(x) = v \cdot t_m(x) \cdot \% \text{MIN}(x) \cdot Q \quad (\text{II.41})$$

II.II.2.2.3 L'expression de la somme des cash-flows hors actualisation

La somme des cash-flows hors actualisation, que nous appellerons profit dans un souci d'allègement du texte, aura finalement la forme suivante :

$$\begin{aligned} \text{Profit}(x) = & Q \cdot v \cdot t_m(x) \cdot \% \text{MIN}(x) - Q \cdot \text{CO}_{\text{roc}} - Q \cdot \% \text{MIN}(x) \cdot \text{CO}_{\text{min}} \\ & - Q \cdot [1 - \% \text{MIN}(x)] \cdot \text{CO}_{\text{ster}} - \frac{\rho \cdot Q \cdot \% \text{MIN}(x) \cdot t_m(x)}{t_{\text{conc}}} \cdot \text{CO}_{\text{conc}} \\ & - Q \cdot \% \text{MIN}(x) \cdot \left[1 - \frac{\rho \cdot t_m(x)}{t_{\text{conc}}}\right] \cdot \text{CO}_{\text{res}} - F \cdot \theta(x) \end{aligned} \quad (\text{II.42})$$

On constate que le tonnage total du corps minéralisé Q peut être mis en facteur et que l'expression fait soit appel à la fonction $\% \text{MIN}(x)$ soit encore au produit $\% \text{MIN}(x) \cdot t_m(x)$, donc la fonction $m(x)$ que nous avons introduite au chapitre précédent.

II.II.2.3 Les teneurs de coupure économiques

La recherche des teneurs de coupure économiques passe par la recherche des valeurs de x qui annulent la dérivée du **Profit**, pour les différentes formes possibles de la durée de vie θ . Nous avons vu au chapitre précédent que les fonctions $\% \text{MIN}(x)$ et $\text{met}(x)$ sont facilement dérivables et que leur dérivées sont des fonctions simples de la coupure. Nous pouvons donc dériver le profit par rapport à la coupure :

$$\begin{aligned} \frac{d\text{Profit}}{dx}(x) = & + Q \cdot \text{rep}(x) \cdot \left[x \cdot \left(\frac{\rho}{t_{\text{conc}}} \cdot (\text{CO}_{\text{conc}} - \text{CO}_{\text{res}}) - v \right) \right. \\ & \left. + \text{CO}_{\text{min}} + \text{CO}_{\text{res}} - \text{CO}_{\text{ster}} \right] - F \cdot \frac{d\theta}{dx}(x) \end{aligned} \quad (\text{II.43})$$

Par ailleurs, les formulations auxquelles nous avons abouti pour la durée de vie θ sont elles aussi très simples à dériver :

$$\frac{d\theta_{\text{roc}}}{dx}(x) = 0 \quad (\text{II.44})$$

$$\frac{d\theta_{\text{min}}}{dx}(x) = -\frac{Q}{M} \cdot \text{rep}(x) \quad (\text{II.45})$$

$$\frac{d\theta_{ster}}{dx}(x) = \frac{Q}{S} \cdot rep(x) \quad (II.46)$$

$$\frac{d\theta_{conc}}{dx}(x) = -\frac{\rho \cdot Q}{t_{conc} \cdot C} \cdot x \cdot rep(x) \quad (II.47)$$

$$\frac{d\theta_{res}}{dx}(x) = \frac{rep(x) \cdot Q}{Res} \cdot \left(\frac{\rho}{t_{conc}} \cdot x - 1 \right) \quad (II.48)$$

Il apparaît finalement que quelle que soit l'étape qui limitera la production de l'ensemble du processus, la dérivée de la durée de vie par rapport à la coupure a toujours une forme simple, soit proportionnelle à la fonction **rep(x)**, soit nulle. En conséquence, la fonction **rep(x)** se met en facteur dans la dérivée du **Profit** et **toutes les teneurs de coupure économiques sont données par des équations linéaires du premier degré**.

Outre le fait que cette formulation nous permet de déterminer exactement les teneurs de coupure économiques, elle nous permet également de prouver que le **Profit** a bien la forme d'une fonction d'abord strictement croissante puis strictement décroissante après être passée par un sommet unique.

Les différentes teneurs de coupure économiques ont les formes suivantes :

$$t_c^{roc} = \frac{CO_{min} + CO_{res} - CO_{ster}}{v - \frac{\rho}{t_{conc}} \cdot (CO_{conc} - CO_{res})} \quad (II.49)$$

$$t_c^{min} = \frac{CO_{min} + CO_{res} - CO_{ster} + \frac{F}{M}}{v - \frac{\rho}{t_{conc}} \cdot (CO_{conc} - CO_{res})} \quad (II.50)$$

récupération métal et divisé par la teneur du concentré. **Mais il apparaît surtout en soustraction de la valeur du point au dénominateur.** Ce point apparaissait déjà dans le modèle de K. F. Lane. Par rapport à la formulation classique, nous avons ici une différence dans la mesure où cette dernière fait intervenir tous les coûts, sans distinction, au numérateur. Ceci conduit, dans la formulation classique, à une légère sous-estimation systématique de la teneur de coupure économique.

II.II.2.3.4 Commentaires sur les coûts de l'étape Stérile

Nous en arrivons maintenant au coût relatif à l'étape Stérile. **Il intervient lui aussi de façon systématique, mais en soustraction du numérateur.** Ceci signifie que les teneurs de coupure économiques sont systématiquement diminuées dès lors que l'on prend en compte le fait que l'élimination d'une tonne "stérile" nécessite des dépenses.

Ce résultat correspond à ce que les mineurs ont l'habitude d'appeler du **minerai fatal** ou encore du **pseudo-minerai**. En effet, lorsqu'un opérateur se trouve dans l'obligation d'abattre un bloc "stérile" et de le remonter en surface pour l'éliminer, il peut se reposer, une fois qu'il est arrivé en surface, la question de savoir ce qu'il doit faire de ce bloc. Si il décide de le jeter, il aura engagé une dépense correspondant au produit du tonnage du bloc par le coût ($CO_{roc} + CO_{ster}$) et n'aura aucune recette. Il aura donc intérêt à le traiter, même si globalement ce bloc lui engendre une perte, dès lors que le résultat final sera supérieur à la perte que nous venons de définir, donc dès lors que ce bloc permet de couvrir les autres coûts. Les différentes formulations des teneurs de coupure économiques auxquelles nous avons abouti correspondent bien à ce raisonnement. Notons qu'au numérateur de nos équations, tout se passe mathématiquement comme si la sélection effective entre le flux **Minerai** et le flux **Stérile** se faisait après que l'on a dépensé pour chaque tonne une somme égale à ($CO_{roc} + CO_{ster}$).

D'un point de vue strictement théorique, on pourrait imaginer que le numérateur des équations, même sans prendre en compte les charges fixes, soit négatif. Les teneurs de coupure économiques seraient alors négatives! En pratique, cette hypothèse n'a pas de sens : elle signifierait que les dépenses par tonne relatives au flux **Stérile** seraient supérieures à celles du flux **Minerai**. Ceci serait en contradiction totale avec la notion même de sélection.

Sans aller jusqu'au point où la différence $CO_{min} + CO_{res} - CO_{ster}$ devient négative, les formulations montrent que les teneurs de coupure économiques seront d'autant plus faibles que le flux **Stérile** sera important. Ce résultat est logique : si il faut dépenser beaucoup d'énergie sur les blocs "stérile", l'intérêt de la sélectivité est forcément réduit, ce qui est en accord avec une teneur de coupure faible qui engendre un flux **Stérile** de faible importance.

Pour finir, nous pouvons constater qu'une réutilisation ultérieure du "stérile" se traduit par une diminution de CO_{ster} , donc une augmentation des teneurs de coupure économiques, et que si l'on avait introduit une proportion de "stérile" que l'on n'aurait pas eu besoin de manipuler, cette proportion apparaîtrait dans les différentes

$$t_c^{ster} = \frac{CO_{min} + CO_{res} - CO_{ster} - \frac{F}{S}}{v - \frac{\rho}{t_{conc}} \cdot (CO_{conc} - CO_{res})} \quad (II.51)$$

$$t_c^{conc} = \frac{CO_{min} + CO_{res} - CO_{ster}}{v - \frac{\rho}{t_{conc}} \cdot (CO_{conc} + \frac{F}{C} - CO_{res})} \quad (II.52)$$

$$t_c^{res} = \frac{CO_{min} + CO_{res} + \frac{F}{Res} - CO_{ster}}{v - \frac{\rho}{t_{conc}} \cdot (CO_{conc} - CO_{res} - \frac{F}{Res})} \quad (II.53)$$

Ces cinq teneurs de coupure économiques ont des formes assez proches les unes des autres. Elles ont également une forme proche des teneurs de coupure économiques déterminées par K.F. Lane et correspondent donc également bien à une formulation classique du type rapport du coût opératoire par la valeur du point.

Un examen un peu plus détaillé met néanmoins en évidence un certain nombre de résultats tout à fait intéressants.

II.II.2.3.1 Commentaires sur les coûts de l'étape Roche

Le coût opératoire de l'étape Roche n'intervient jamais. Ce résultat était attendu : ce coût est antérieur à la sélection proprement dite.

II.II.2.3.2 Commentaires sur les coûts de l'étape Minerai

Le coût relatif à l'étape Minerai intervient toujours au numérateur. Ce résultat aussi était attendu. Ce coût n'est engagé que pour les blocs qui sont classés "minerai". Par ailleurs, ce résultat est parfaitement conforme avec ce que nous avons pu voir dans le cadre de l'étude du modèle de K.F. Lane et avec la formulation classique de la teneur de coupure.

II.II.2.3.3 Commentaires sur les coûts de l'étape Concentré

Le coût relatif à l'étape Concentré intervient lui aussi dans tous les cas. Il intervient sous une forme ramenée à la tonne de "minerai" puisqu'il est multiplié par la

expressions de teneurs de coupure économique en facteur du coût porté par l'étape Stérile.

II.II.2.3.5 Commentaires sur les coûts de l'étape Résidus

Les coûts relatifs à l'étape Résidus constituent une assez grande surprise dans nos résultats. Ces coûts apparaissent à la fois au numérateur et au dénominateur. Au numérateur, ils viennent s'additionner au coût de l'étape Minerai ; ce résultat est tout à fait compréhensible puisque dès lors qu'un bloc est classé "minerai", il va générer des résidus de traitement, donc les coûts associés. Au dénominateur, ils viennent se soustraire des coûts de l'étape Concentré. Ce phénomène est parfaitement comparable à la soustraction des coûts de l'étape Stérile de ceux de l'étape Minerai. En fait, d'un point de vue mathématique, tout se passe comme si l'étape Minerai ne s'arrêtait qu'après la séparation effective des flux, une fois qu'on a dépensé une somme égale à CO_{res} ; parallèlement, l'étape Concentré ne commencerait qu'à ce moment-là.

II.II.2.3.6 Commentaires sur les charges fixes

En tout premier lieu, on remarque que les charges fixes n'apparaissent jamais deux fois de la même manière. Elles sont absentes de la détermination de la teneur de coupure si la limitation de production est fixée par l'étape Roche ; elles sont présentes dans tous les autres cas mais sont toujours divisées par la capacité de l'étape qui limite la production, donc ramenées au matériau de cette étape.

Tout se passe donc comme si les charges fixes étaient totalement supportées par l'étape qui limite la production. Si cette étape est antérieure à la sélection (l'étape Roche), les charges fixes disparaissent ; si elle est postérieure, les charges fixes s'additionnent au coût de l'étape en question.

Revenons alors sur les deux flux non valorisants que nous avons introduits.

Si la production est limitée par l'étape Stérile, le rapport F/S a de fortes chances d'être assez élevé (l'objectif de la sélectivité est d'éliminer une partie des matériaux du flux Minerai, mais il ne faudrait pas que cette partie devienne trop forte ; la capacité S n'est donc a priori pas très forte). En conséquence, la teneur de coupure économique liée au flux Stérile sera faible, voire négative. Ce résultat montre que le processus laisse très peu de chances d'avoir comme teneur de coupure optimale la teneur de coupure économique du flux Stérile : si elle devient négative, le flux Stérile disparaît ; si elle est faible, le débit nécessaire pour le flux Stérile sera lui aussi faible et il y a peu de chance que le flux en question soit saturé. Si la teneur de coupure optimale doit être liée au flux Stérile, ce sera donc plus probablement par le biais d'une teneur de coupure d'équilibre.

De la même manière, une limitation par le flux Résidus conduirait à une teneur de coupure économique faible, donc une sélectivité limitée. Mais nous avons déjà indiqué qu'une telle limitation n'aurait pas vraiment de sens dans la pratique.

L'introduction de nos deux étapes de flux non valorisants s'avère finalement intéressante par le fait qu'elle nous permet de progresser dans la compréhension des teneurs de coupure économiques et d'éviter certaines erreurs dans leur calcul. Mais il y a peu de chances pour que les deux nouvelles teneurs de coupure économiques qu'elles définissent constituent la teneur de coupure optimale. Pour les raisons relatives à la capacité du flux Résidus que nous avons déjà évoquées, il en va de même des teneurs de coupure d'équilibre liées au flux Résidus.

En conséquence, nous ne prendrons plus en compte l'étape Résidus en tant qu'étape pouvant limiter la production dans la suite de nos réflexions, mais nous retiendrons la décomposition des coûts que son introduction nous a suggérée.

Pour finir sur les teneurs de coupure économiques, notons qu'elles peuvent être classées de la manière suivante :

$$\begin{aligned} t_c^{\text{ster}} &< t_c^{\text{roc}} < t_c^{\text{min}} \\ t_c^{\text{roc}} &< t_c^{\text{conc}} \end{aligned} \quad (\text{II.54})$$

La comparaison entre les teneurs de coupure économiques fournies par les étapes **Minerai** et **Concentré** est plus délicate. En développant le calcul, on peut démontrer que l'inégalité $t_c^{\text{min}} > t_c^{\text{conc}}$ est équivalente à l'équation suivante :

$$PV_{\text{conc}} \cdot C - M \cdot (CO_{\text{min}} + CO_{\text{rs}} - CO_{\text{ster}}) - C \cdot (CO_{\text{conc}} - CO_{\text{res}}) - F > 0 \quad (\text{II.55})$$

Dans cette équation, l'expression $PV_{\text{conc}} \cdot C$ est un majorant des recettes de l'exploitation par période. Par ailleurs, les autres éléments correspondent tous à des dépenses par période, mais les dépenses liées à l'étape **Roche** sont absentes et les dépenses liées à l'étape **Stérile** interviennent en soustraction des autres dépenses. En conséquence, on peut estimer que l'expression du premier membre de notre inégalité est un majorant du profit par période. Si cette expression devait être négative, le profit par période serait lui aussi négatif. Cette situation n'est évidemment pas impossible, mais dans les cas "normaux", ou favorables, elle est exclue. On peut donc finalement retenir que sauf anomalie, les teneurs de coupure économiques se classent suivant l'ordre donné par la relation II.56.

$$t_c^{\text{ster}} < t_c^{\text{roc}} < t_c^{\text{conc}} < t_c^{\text{min}} \quad (\text{II.56})$$

II.II.2.4 Les teneurs de coupure d'équilibre

En considérant quatre étapes susceptibles de limiter la production (nous ne prenons plus en compte l'étape Résidus), nous en arrivons à la **définition de six teneurs de coupure d'équilibre**. Rappelons que ces teneurs sont définies par les points de croisement entre les courbes qui représentent le **Profit** lorsque l'on prend en compte séparément les différentes limitations de capacité. Elles correspondent donc à une **saturation simultanée de deux étapes du processus d'exploitation** et sont obtenues en écrivant l'égalité entre les durées de vie définies par les deux étapes.

Nous verrons que comme dans le cas du modèle de K.F. Lane, les teneurs de coupure d'équilibre ne dépendent absolument pas de grandeurs économiques. Elles ne dépendent que des caractéristiques de la minéralisation et des caractéristiques techniques de l'exploitation (capacité des différentes étapes et paramètres du traitement).

II.II.2.4.1 Teneur de coupure d'équilibre entre les étapes Roche et Minéral

Cette teneur de coupure d'équilibre est donnée par la formulation suivante :

$$\%MIN(t_c^{roc-min}) = \frac{M}{R} \quad (II.57)$$

La capacité de l'étape **Minéral** étant normalement inférieure à celle de l'étape **Roche**, cette teneur de coupure d'équilibre existe toujours et est toujours unique.

II.II.2.4.2 Teneur de coupure d'équilibre entre les étapes Roche et Stérile

Cette teneur de coupure d'équilibre est donnée par la formulation suivante :

$$\%MIN(t_c^{roc-ster}) = 1 - \frac{S}{R} \quad (II.58)$$

Là encore, la teneur de coupure d'équilibre existe forcément et est unique. Notons que si l'exploitation minière s'est dotée d'une capacité limitée de manipulation du "stérile", le rapport S/R sera faible, donc le second membre de notre équation proche de 1, donc cette teneur de coupure d'équilibre sera elle aussi faible.

II.II.2.4.3 Teneur de coupure d'équilibre entre les étapes Roche et Concentré

Cette teneur de coupure d'équilibre est donnée par la formulation suivante :

$$met(t_c^{roc-conc}) = \frac{C \cdot t_{conc}}{\rho \cdot R} \quad (II.59)$$

Cette équation peut être transformée de la manière suivante :

$$\%MET(t_c^{roc-conc}) = \frac{C \cdot t_{conc}}{\rho \cdot t_m(0) \cdot R} \quad (II.60)$$

Dans cette deuxième formulation, la grandeur $\frac{R \cdot \rho \cdot t_m(0)}{t_{conc}}$ correspond au tonnage de concentré qui serait produit par période si l'on saturait l'étape **Roche** et si la teneur de coupure était nulle. Il n'est pas impossible que l'opérateur ait choisi une capacité de l'étape concentré supérieure à cette valeur, auquel cas le point de croisement

considéré ici n'existera pas. Dans le cas contraire, la teneur de coupure d'équilibre sera à nouveau unique.

II.II.2.4.4 Teneur de coupure d'équilibre entre les étapes **Minerai** et **Stérile**

Cette teneur de coupure d'équilibre est donnée par la formulation suivante :

$$\%MIN(t_c^{\min-ster}) = \frac{M}{M + S} \quad (II.61)$$

Là encore, la teneur de coupure d'équilibre existe forcément et est unique. Une fois de plus, si la capacité retenue pour le flux **Stérile** est faible, cette teneur de coupure d'équilibre sera faible.

II.II.2.4.5 Teneur de coupure d'équilibre entre les étapes **Minerai** et **Concentré**

Cette teneur de coupure d'équilibre est donnée par la formulation suivante :

$$t_m(t_c^{\min-conc}) = \frac{C \cdot t_{conc}}{\rho \cdot M} \quad (II.62)$$

Cette équation peut être transformée de la manière suivante :

$$\frac{t_m(t_c^{\min-conc})}{t_m(0)} = \frac{C \cdot t_{conc}}{\rho \cdot t_m(0) \cdot M} \quad (II.63)$$

Dans cette deuxième formulation, la grandeur $\frac{M \cdot \rho \cdot t_m(0)}{t_{conc}}$ correspond à la

traduction en tonnage de concentré de la capacité de l'étape **Minerai** dans le cas où elle serait alimentée à la teneur moyenne des ressources. Sachant que la teneur moyenne d'alimentation serait supérieure, l'opérateur aura normalement pris soin de choisir une capacité C supérieure à cette grandeur. En conséquence, le second membre de notre équation aura toutes les chances d'être supérieur à 1, ce qui signifie que l'existence de cette teneur de coupure d'équilibre est tout à fait plausible. Par ailleurs, lorsqu'elle existe, cette teneur de coupure d'équilibre est unique. Ceci étant, si l'étape **Concentré** a été sur-dimensionnée, cette teneur de coupure d'équilibre peut ne pas exister. Dans ce cas, l'étape **Concentré** n'interviendra jamais dans la détermination de la teneur de coupure optimale.

II.II.2.4.6 Teneur de coupeure d'équilibre entre les étapes Stérile et Concentré

Cette teneur de coupeure d'équilibre est donnée par la formulation suivante :

$$\%MET(t_c^{ster-conc}) = \frac{C \cdot t_{conc}}{\rho \cdot t_m(0) \cdot S} \cdot [1 - \%MIN(t_c^{ster-conc})] \quad (II.64)$$

Cette équation est sensiblement plus complexe que les précédentes. On remarque néanmoins que l'on a une égalité entre une fonction strictement décroissante au premier membre et une fonction strictement croissante au second membre. Si cette teneur de coupeure d'équilibre existe, elle est donc encore forcément unique.

II.II.2.5 La teneur de coupeure optimale

Cet aspect ne mérite pas de développements particuliers ici : comme dans le cas du modèle de K.F. Lane, la teneur de coupeure optimale, que nous noterons t_c^{opt} sera celle qui maximisera l'enveloppe inférieure des quatre courbes de **Profit** que nous considérons. Il s'agira soit d'une teneur de coupeure économique, soit encore d'une teneur de coupeure d'équilibre.

La nature réelle de la teneur de coupeure optimale semble ici très ouverte, puisque nous avons quatre teneurs de coupeure économiques et six teneurs de coupeure d'équilibre. Nous verrons au chapitre suivant que des hypothèses réalistes sur les exploitations minières (notamment les capacités des différentes étapes) simplifient nettement le problème.

Par ailleurs, il va de soi que dès lors que nous espérons trouver dans la sélectivité une possibilité de réaction à des conditions économiques changeantes, il sera souhaitable que la teneur de coupeure optimale ne soit pas donnée par une teneur de coupeure d'équilibre. Cette condition nous fixera des règles sur les choix techniques à retenir pour l'exploitation. Nous développerons ces règles dans le chapitre suivant.

II.II.2.6 Réflexions complémentaires sur l'étape Concentré

Nous avons indiqué que le marché était peu susceptible de générer une capacité maximale sur le flux **Concentré**, mais qu'il allait par contre imposer une production minimale à cette étape.

Pour une coupeure donnée, la production de concentré dépend, comme le **Profit**, de l'étape qui limite l'ensemble du processus d'exploitation. De la même manière que nous avons déterminé la durée vie pour les différentes étapes, nous pouvons ici déterminer la production de concentré par période τ . Celle-ci prend les formes suivantes.

Lorsque la limite est définie par l'étape **Roche** :

$$P_{conc}^{roc}(x) = \frac{\%MIN(x) \cdot t_m(x) \cdot \rho}{t_{conc}} \cdot R \quad (II.65)$$

Cette quantité peut être réécrite sous la forme suivante, qui fait clairement apparaître que la production de concentré par période est une fonction décroissante de la coupure lorsque le processus d'exploitation est limité par l'étape Roche.

$$P_{\text{conc}}^{\text{roc}}(x) = \frac{\% \text{MET}(x) \cdot t_m(0) \cdot \rho}{t_{\text{conc}}} \cdot R \quad (\text{II.66})$$

Si la limite est définie par l'étape Minéral, la production de concentré est une fonction croissante de la coupure donnée par :

$$P_{\text{conc}}^{\text{min}}(x) = \frac{t_m(x) \cdot \rho}{t_{\text{conc}}} \cdot M \quad (\text{II.67})$$

Finalement, si la limite est définie par l'étape Stérile, la production de concentré, qui est à nouveau une fonction décroissante de la coupure, est définie par l'équation suivante :

$$P_{\text{conc}}^{\text{ster}} = \frac{\% \text{MET}(x) \cdot t_m(0) \cdot \rho}{t_{\text{conc}}} \cdot \frac{S}{1 - \% \text{MIN}(x)} \quad (\text{II.68})$$

Ces trois équations vous imposent des bornes minimales et maximales au domaine d'étude de la teneur de coupure. Si la production minimale nécessaire de concentré est notée P_{conc} , la coupure minimale envisageable, t_c^{mini} , est donnée par l'équation :

$$t_m(t_c^{\text{mini}}) = \frac{P_{\text{conc}} \cdot t_{\text{conc}}}{\rho \cdot M} \quad (\text{II.69})$$

Par ailleurs, la coupure maximale envisageable, t_c^{maxi} , sera donnée par l'une des deux équations II.66 ou II.68. On pourra la déterminer sur la base du raisonnement suivant :

- on définit d'abord la coupure minimale acceptable du point de vue de l'étape **Roche** ;
- on détermine ensuite la grandeur $\frac{S}{1 - \% \text{MIN}(x)}$ pour cette valeur de la coupure.

Si cette grandeur est supérieure à R , alors la limite supérieure pour la teneur de coupure sera celle définie à partir de l'étape **Roche**. Sinon, ce sera celle définie à partir de l'étape **Stérile**.

Finalement, la teneur de coupure optimale déterminée au paragraphe II.5 ne sera valable que si elle se situe dans l'intervalle limité par les teneurs de coupure minimale et maximale. Dans le cas contraire, c'est l'une de ces deux valeurs, en l'occurrence celle qui générera le Profit le plus élevé, qui définit la teneur de coupure optimale.

Pour finir, nous pouvons noter que dans un certain nombre de cas le flux **Concentré** ne comprend qu'un nombre limité d'opérations qui ne demandent pas forcément des investissements importants pour pouvoir accepter des débits supérieurs. Dans ces cas, la prise en compte d'une capacité maximale pour le flux **Concentré** est aussi peu réaliste que pour le flux **Résidus**. On pourrait donc dans de nombreux cas se limiter à trois étapes : **Roche**, **Stérile** et **Minerai**, l'étape **Concentré** n'interviendrait qu'indirectement pour la détermination des teneurs de coupure minimale et maximale, l'étape **Résidus** n'interviendrait que pour une bonne répartition des coûts. Dans les développements du chapitre suivant, nous admettrons souvent, au moins dans un premier temps, cette simplification qui consiste à ne pas considérer la limitation de capacité de l'étape **Concentré**.

CHAPITRE II.III

EXPLOITATION DU MODELE

Au chapitre précédent, nous avons mis en place le modèle et établi de premiers résultats. Nous avons entre autre pu analyser les facteurs qui entrent dans la définition des teneurs de coupure économiques et l'impact sur la teneur de coupure optimale d'un objectif de production minimal de concentré.

Nous allons maintenant chercher à exploiter notre modèle de manière plus approfondie, et à en déduire de manière aussi précise que possible les conditions dans lesquelles la sélectivité peut vraiment présenter un intérêt économique pour l'exploitation et une possibilité d'adaptation de l'exploitation minière à des conditions changeantes.

Nous examinerons d'abord nos résultats dans un univers stable, dans lequel les différentes grandeurs resteront constantes. Une analyse de l'expression du **Profit** nous permettra de tirer de premiers enseignements et de revenir sur les critères que nous avons introduit à la fin du premier chapitre de cette partie. Une réflexion sur les caractéristiques des différentes étapes et sur les conditions dans lesquelles elles limitent l'ensemble du processus d'exploitation nous permettra de tirer des enseignements relatifs aux choix des capacités des étapes. Finalement, une application à un exemple théorique nous permettra d'illustrer notre propos.

Nous nous interrogerons ensuite sur l'évolution de la teneur de coupure optimale lorsque l'on se place dans des conditions changeantes. Cet examen sera illustré par une variation du prix du métal vendu, donc une variation de la valeur du point.

Finalement, nous formulerons la valeur actuelle nette en fonction de la coupure et présenterons les équations mathématiques de l'optimisation de la VAN. Nous reviendrons par la même à la question de la prise en compte du taux d'actualisation dans la détermination de la teneur de coupure optimale.

II.III.1 EXPLOITATION DU MODELE EN CONDITIONS STABLES

II.III.1.1 Analyse de l'expression du Profit, retour sur les conditions nécessaires à la sélectivité

Les développements du chapitre précédent nous ont permis d'aboutir à l'expression du **Profit** que nous rappelons ici :

$$\begin{aligned} \text{Profit}(x) = & Q \cdot v \cdot t_m(x) \cdot \% \text{MIN}(x) - Q \cdot \text{CO}_{\text{roc}} - Q \cdot \% \text{MIN}(x) \cdot \text{CO}_{\text{min}} \\ & - Q \cdot [1 - \% \text{MIN}(x)] \cdot \text{CO}_{\text{ster}} - \frac{\rho \cdot Q \cdot \% \text{MIN}(x) \cdot t_m(x)}{t_{\text{conc}}} \cdot \text{CO}_{\text{con}} \\ & - Q \cdot \% \text{MIN}(x) \cdot \left[1 - \frac{\rho \cdot t_m(x)}{t_{\text{conc}}}\right] \cdot \text{CO}_{\text{res}} - F \cdot \theta(x) \end{aligned}$$

Le premier terme exprime les recettes de l'exploitation minière, l'ensemble des autres termes en exprime les dépenses.

Les recettes sont une fonction décroissante de la coupure. Elles sont directement liée à la quantité de métal vendue, et leur expression peut d'ailleurs être retranscrite sous la forme

$$Q \cdot v \cdot t_m(0) \cdot \% \text{MET}(x)$$

Les dépenses comprennent un terme constant lié à l'étape **Roche**, trois termes décroissants liés aux étapes **Minerai**, **Concentré**, et **Résidus**, un terme croissant lié à l'étape **Stérile**, et un terme lié aux charges fixes qui peut soit être constant, soit décroissant, soit encore croissant. On pourrait imaginer des dépenses qui soient globalement croissantes avec la coupure. La notion de sélectivité n'aurait alors plus de sens : avec des recettes décroissantes et des dépenses croissantes, la teneur de coupure optimale est forcément nulle et aucune exploitation sélective ne doit être entreprise. Les dépenses qui varient avec la coupure, hors charges fixes, peuvent également être réécrites sous la forme suivante :

$$Q \cdot [\% \text{MIN}(x) \cdot (\text{CO}_{\text{min}} + \text{CO}_{\text{res}} - \text{CO}_{\text{ster}}) + \frac{\rho \cdot t_m(0)}{t_{\text{conc}}} \cdot \% \text{MET}(x) \cdot (\text{CO}_{\text{conc}} - \text{CO}_{\text{res}})]$$

Les fonctions $\% \text{MIN}(x)$ et $\% \text{MET}(x)$ étant des fonctions strictement décroissantes, la dépense totale hors charges fixes ne peut être une fonction croissante de la coupure que si les coûts portés par l'étape **Stérile** sont supérieurs à la somme de ceux des étapes **Minerai** et **Résidus** ou si ceux de l'étape **Résidus** sont supérieurs à ceux de l'étape **Concentré**. La première condition est clairement contraire à la notion de sélection, la deuxième est impossible dans la pratique. Si en plus on prend en compte les charges fixes, ces dernières vont intervenir sur l'une ou l'autre des fonctions suivant l'étape qui limite la production, mais seule une saturation par l'étape **Stérile** ou l'étape **Résidus** pourrait conduire à un coefficient négatif pour l'une des deux fonctions. Nous avons exclu le cas de la saturation par l'étape **Résidus** et n'y revenons pas. Dans le cas d'une saturation par l'étape **Stérile**, le coefficient de la fonction $\% \text{MIN}(x)$ pourrait de venir négatif. Mais

dans ce cas la teneur de coupure économique associée à cette étape devient elle aussi négative et nous sommes revenus à un cas aberrant du point de vue de la sélectivité.

Dans les cas normaux, on aura donc une dépense totale décroissante avec la coupure. Si l'on espère trouver un intérêt dans la sélectivité, on espère en fait que la décroissance des dépenses sera plus rapide que celle des recettes. Ce point est acquis : nous avons vu au premier chapitre de cette partie que par nature la fonction %MET(x) était toujours supérieure à la fonction %MIN(x). **L'intérêt de la sélectivité sera donc d'autant plus grand que le premier terme des dépenses sera grand par rapport au deuxième : ce sera d'autant plus le cas que le coût porté par**

l'étape Concentré sera limité, mais surtout que le ratio $\frac{\rho \cdot t_m(0)}{t_{conc}}$ sera faible. Ce ratio

représente le taux d'enrichissement du traitement, c'est l'inverse du nombre de tonnes de roche minéralisée qu'il faudrait pour produire une tonne de concentré. Plus ce nombre est élevé, plus fort sera l'impact de la sélectivité sur le **Profit**.

En deuxième lieu, on peut remarquer que **l'intérêt de la sélectivité sera d'autant plus grand que la partie constante des dépenses représentera une proportion faible de l'ensemble**. Cela signifie que l'étape **Roche** doit être limitée en importance et qu'elle ne doit pas être constituée d'opérations par trop coûteuses. Cette notion rejoint les notions d'accessibilité des blocs de sélection et de précocité de la sélection que nous avons introduites à la fin du premier chapitre de cette partie. Mais l'expression du **Profit** nous permet maintenant d'aller plus loin. Il faut en effet aussi que les opérations relatives à la branche **Stérile** soient aussi limitées que possible et que cette branche ne comprenne pas d'opération trop coûteuse. Au-delà de l'accessibilité des blocs et de la précocité de la sélection, c'est donc aussi l'"éliminabilité" des blocs "stérile" et sa précocité qui doivent être favorables. A défaut de remplir ces conditions, la branche **Stérile** devra au strict minimum permettre d'engendrer des économies par l'utilisation de son flux en substitution de produits habituellement achetés par l'entreprise.

On pourrait être surpris des conditions que nous exprimons ici. A condition que les dépenses globales soient bien décroissantes avec la coupure et plus rapidement décroissantes que les recettes, le **Profit** sera forcément augmenté par une exploitation sélective. Pourquoi alors s'imposer les conditions précédentes?

D'abord parce que la mise en oeuvre d'une exploitation sélective engendre des coûts de reconnaissance du corps minéralisé (pour pouvoir déterminer les teneurs individuelles des blocs de sélection) que nous n'avons pas pris en compte.

Ensuite parce que la mise en oeuvre ne sera jamais parfaite : des blocs seront classés à tort et le résultat final de la sélectivité sera toujours inférieur à celui de nos estimations.

Finalement parce que si les conditions ci-dessus ne sont pas réunies, l'exploitant pourrait tout simplement avoir intérêt à modifier sa méthode d'exploitation pour aller vers des blocs de sélection de plus grande dimension dont l'exploitation serait moins coûteuse au prix de l'abandon de toute idée de sélection.

Du fait de nos différentes hypothèses, la mise en oeuvre de la sélectivité ne peut être intéressante que si elle se traduit par un effet sensible sur le **Profit**.

Cette dernière remarque nous amène à un autre constat. **Pour que la différence puisse être sensible, il faut aussi que la teneur de coupure optimale ne soit pas trop faible.** Dans le cas contraire, la proportion de “stérile” est faible et l’impact de la sélectivité ne peut être que limité. Nous avons vu au chapitre précédent que les teneurs de coupure économiques liées aux différentes étapes pouvaient être classées. Nous avons vu également que celles liées aux étapes **Stérile** et **Roche** seraient assez faibles. **Nous pouvons donc retenir que l’objectif de l’exploitant, si les conditions énumérées en page précédente sont remplies, sera de pouvoir appliquer la teneur de coupure économique de l’étape Minerai ou de l’étape Concentré.** Cet objectif nous conduit à chercher à mieux appréhender quelle étape limite la production dans quelle plage de teneur.

II.III.1.2 Réflexions sur la nature de la teneur de coupure optimale

Nous allons chercher ici à déterminer les différentes teneurs de coupure, parmi les quatre teneurs de coupure économiques et les six teneurs de coupure d’équilibre, qui sont réellement susceptibles de constituer la teneur de coupure optimale. Nous verrons également sous quelles conditions chacune d’entre elles devient la teneur de coupure optimale. Cette approche est théorique. Elle consiste à raisonner sur l’ordre dans lequel les différentes étapes vont intervenir et sur les positions relatives des teneurs de coupure d’équilibre par rapport aux teneurs de coupure économiques. Une approche plus pratique nous permettra, au paragraphe suivant, d’éliminer un certain nombre de cas qui apparaîtront ici.

Dans un souci de simplification, nous allons d’abord raisonner en faisant abstraction de la capacité de l’étape **Concentré**. Par ailleurs, comme nous l’avons déjà indiqué, cette abstraction n’est pas forcément irréaliste dans la mesure où l’augmentation de cette capacité sera souvent facile à réaliser si il s’avérait que cette étape limite l’ensemble du processus.

II.III.1.2.1 En l’absence de l’étape Concentré

Si le projet a été bien conçu au départ, la sélection aura été envisagée et la capacité de l’étape **Roche** aura été choisie supérieure à celle de l’étape **Minerai**. De la même manière, on peut espérer que l’opérateur aura prévu une capacité de manipulation du “stérile”. Cette capacité sera normalement sensiblement inférieure à celle de l’étape **Minerai** dans la mesure où l’on espère tout de même ne pas avoir à manipuler trop de “stérile”.

Pour une coupure très faible, c’est donc forcément l’étape **Minerai** qui limite la production et constitue le goulot d’étranglement. Lorsque la coupure augmente, la proportion de “minerai” dans la roche minéralisée diminue et la proportion de “stérile” augmente. Pour produire une quantité constante de “minerai”, il faut donc manipuler de plus en plus de roche minéralisée et de “stérile”. C’est donc soit l’étape **Roche**, soit l’étape **Stérile** qui va alors saturer l’ensemble.

Supposons que les caractéristiques des deux étapes soient telles que la limitation est d’abord imposée par l’étape **Roche**. La production va alors se faire sur la base d’une quantité de roche minéralisée constante par période. Mais plus la coupure va augmenter, plus la proportion de “stérile” va croître, et au-delà d’un nouveau seuil, c’est inévitablement l’étape **Stérile** qui finit par gouverner l’ensemble. En allant des coupures faibles vers les

coupures élevées, les étapes qui limitent la production se présentent donc normalement toujours dans l'ordre **Minerai - Roche - Stérile**.

Il est possible que l'étape **Roche** n'intervienne pas et que la limitation passe directement de l'étape **Minerai** à l'étape **Stérile**. Cette situation se présente lorsque les teneurs de coupure d'équilibre entre l'étape **Minerai** et les deux autres étapes respectent l'inégalité $t_c^{\text{min-ster}} < t_c^{\text{roc-min}}$. Cette inégalité est équivalente à l'inégalité $\% \text{MIN}(t_c^{\text{min-ster}}) > \% \text{MIN}(t_c^{\text{roc-min}})$ qui nous conduit à une relation entre les capacités des trois étapes : $R > M + S$. Ce résultat est parfaitement logique : si la capacité de l'étape **Roche** est supérieure à la somme des capacités des deux étapes qui s'en déduisent, l'étape **Roche** ne pourra jamais être la cause de la saturation du processus d'exploitation⁴¹.

Plaçons-nous tout d'abord dans ce dernier cas particulièrement simple puisque seules deux étapes interviennent finalement dans le modèle. La production sera alors d'abord limitée par l'étape **Minerai**, puis par l'étape **Stérile**. La teneur de coupure optimale ne pourra être que la teneur de coupure d'équilibre entre ces deux étapes ou l'une des deux teneurs de coupure économiques relatives à ces étapes. Sachant que $t_c^{\text{ster}} < t_c^{\text{min}}$, on peut démontrer assez aisément que :

- si $t_c^{\text{min-ster}} > t_c^{\text{min}}$, alors $t_c^{\text{opt}} = t_c^{\text{min}}$;
- si $t_c^{\text{ster}} < t_c^{\text{min-ster}} < t_c^{\text{min}}$, alors $t_c^{\text{opt}} = t_c^{\text{min-ster}}$;
- si $t_c^{\text{min-ster}} < t_c^{\text{ster}}$, alors $t_c^{\text{opt}} = t_c^{\text{ster}}$.

Ces trois cas sont respectivement illustrés par les figures II.33, II.34 et II.35.

Revenons maintenant au cas plus général dans lequel on suppose que l'étape **Roche** est de capacité inférieure à la somme des capacités des deux autres étapes. Ce sont donc bien les trois étapes qui interviendront successivement dans la limitation de l'exploitation. La teneur de coupure optimale est alors à choisir parmi trois teneurs de coupure économiques et deux teneurs de coupure d'équilibre⁴². Cette teneur de coupure optimale peut être déterminée à partir des relations suivantes :

- si $t_c^{\text{roc-min}} > t_c^{\text{min}}$, alors $t_c^{\text{opt}} = t_c^{\text{min}}$;
- si $t_c^{\text{roc-min}} < t_c^{\text{min}}$, alors :
 - si $t_c^{\text{roc-min}} > t_c^{\text{roc}}$, alors $t_c^{\text{opt}} = t_c^{\text{roc-min}}$;
 - si $t_c^{\text{roc-min}} < t_c^{\text{roc}}$, alors :
 - si $t_c^{\text{roc-ster}} > t_c^{\text{roc}}$, alors $t_c^{\text{opt}} = t_c^{\text{roc}}$;
 - si $t_c^{\text{ster}} < t_c^{\text{roc-ster}} < t_c^{\text{roc}}$, alors $t_c^{\text{opt}} = t_c^{\text{roc-ster}}$;
 - si $t_c^{\text{roc-ster}} < t_c^{\text{ster}}$, alors $t_c^{\text{opt}} = t_c^{\text{ster}}$.

Les différents cas présentés ci-dessus sont illustrés par les figures II.36 à II.40.

⁴¹ Notons que si nous avions supposé que seule une proportion α des "stérile" nécessitait une manipulation, la relation à respecter aurait été $R > (S/\alpha + M)$.

⁴² Une saturation simultanée des étapes **Minerai** et **Stérile** est impossible du fait d'une capacité insuffisante pour l'étape **Roche**. La teneur de coupure d'équilibre entre les étapes **Minerai** et **Stérile** ne peut donc pas intervenir.

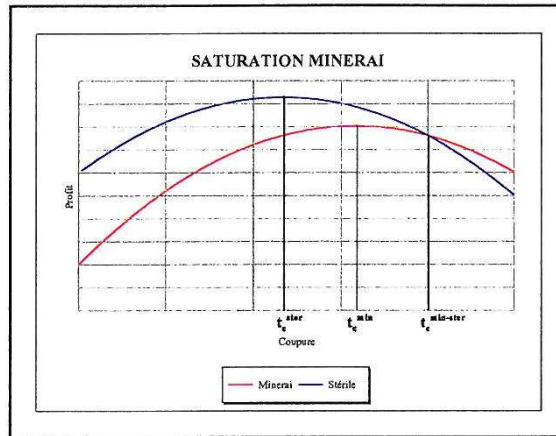


Figure II.33 : Modèle à deux étapes, teneur de coupure optimale égale à la teneur de coupure économique de l'étape **Mineral**.

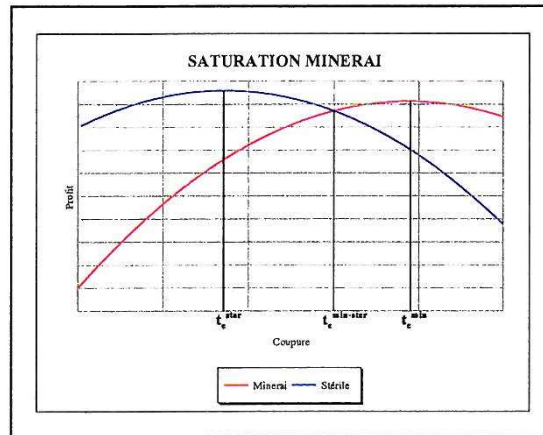


Figure II.34 : Modèle à deux étapes, teneur de coupure optimale égale à la teneur de coupure d'équilibre entre les étapes.

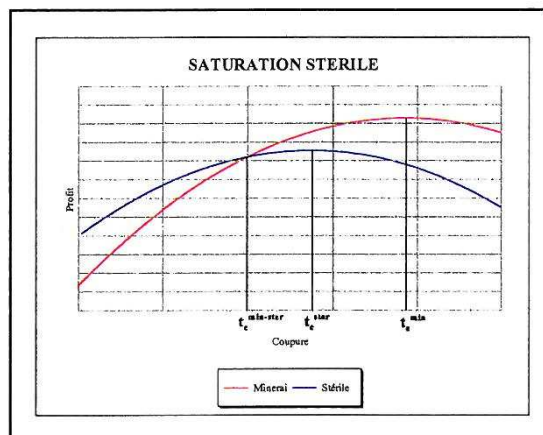


Figure II.35 : Modèle à deux étapes, teneur de coupure optimale égale à la teneur de coupure économique de l'étape **Stérile**.

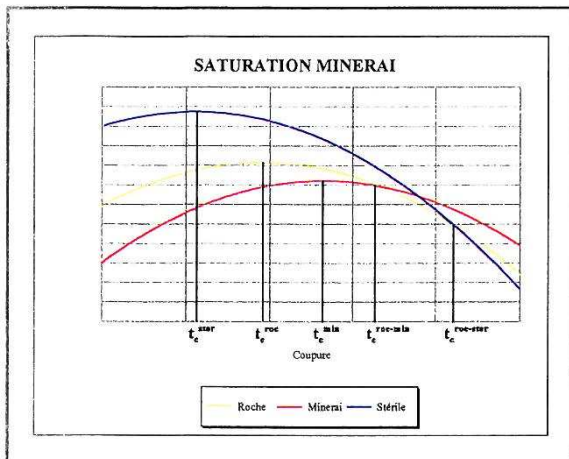


Figure II.36 : Modèle à trois étapes : $t_c^{opt} = t_c^{min}$

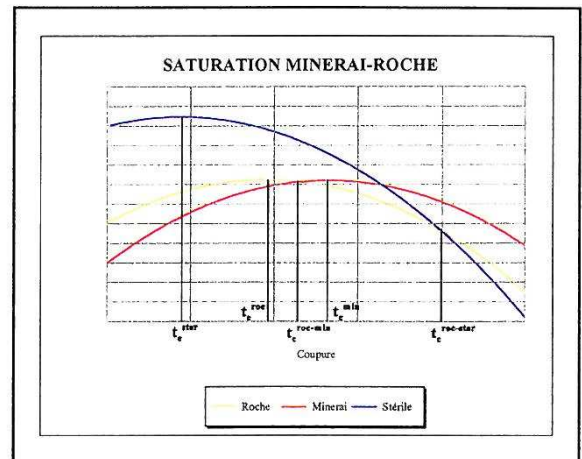


Figure II.37 : Modèle à trois étapes : $t_c^{opt} = t_c^{roc-min}$

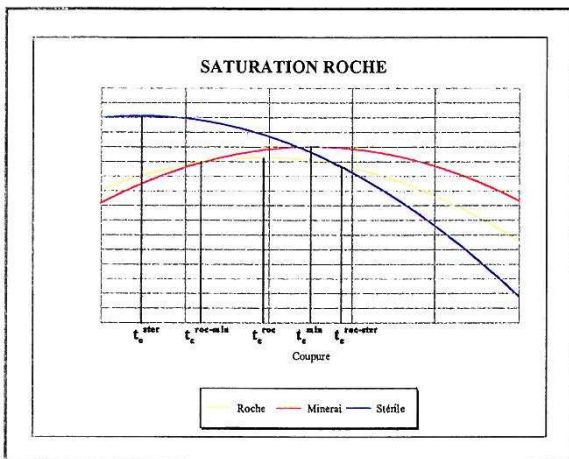


Figure II.38 : Modèle à trois étapes : $t_c^{opt} = t_c^{roc}$

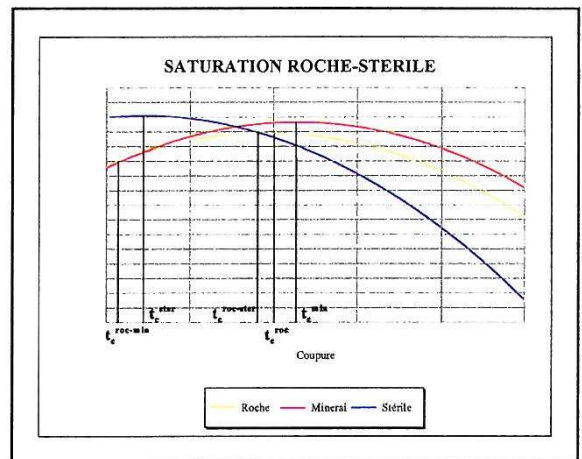


Figure II.39 : Modèle à trois étapes : $t_c^{opt} = t_c^{roc-ster}$

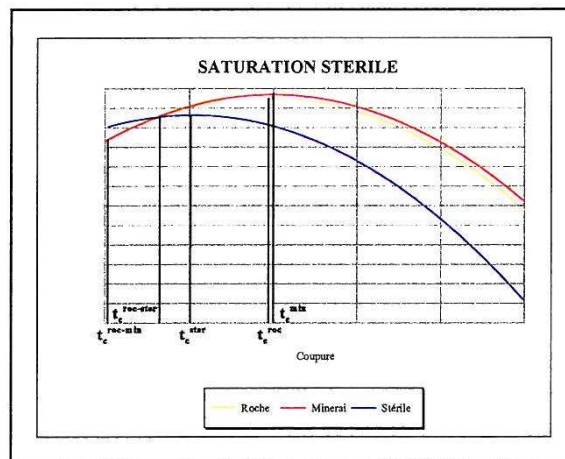


Figure II.40 : Modèle à trois étapes : $t_c^{opt} = t_c^{ster}$

Il apparaît que même en prenant en compte les trois étapes, la détermination de la teneur de coupure optimale peut être faite de manière systématique. Elle dépend toujours tout simplement des positions des teneurs de coupure d'équilibre par rapport aux teneurs de coupure économiques.

En l'absence de l'étape **Concentré**, les règles qui gouvernent la nature de la teneur de coupure optimale sont donc les suivantes :

- si $t_c^{\text{roc-min}} > t_c^{\text{min-ster}}$, alors :
 - si $t_c^{\text{min-ster}} > t_c^{\text{min}}$, alors $t_c^{\text{opt}} = t_c^{\text{min}}$;
 - si $t_c^{\text{ster}} < t_c^{\text{min-ster}} < t_c^{\text{min}}$, alors $t_c^{\text{opt}} = t_c^{\text{min-ster}}$;
 - si $t_c^{\text{min-ster}} < t_c^{\text{ster}}$, alors $t_c^{\text{opt}} = t_c^{\text{ster}}$;
- si $t_c^{\text{roc-min}} < t_c^{\text{min-ster}}$, alors :
 - si $t_c^{\text{roc-min}} > t_c^{\text{min}}$, alors $t_c^{\text{opt}} = t_c^{\text{min}}$;
 - si $t_c^{\text{roc-min}} < t_c^{\text{min}}$, alors :
 - si $t_c^{\text{roc-min}} > t_c^{\text{roc}}$, alors $t_c^{\text{opt}} = t_c^{\text{roc-min}}$;
 - si $t_c^{\text{roc-min}} < t_c^{\text{roc}}$, alors :
 - si $t_c^{\text{roc-ster}} > t_c^{\text{roc}}$, alors $t_c^{\text{opt}} = t_c^{\text{roc}}$;
 - si $t_c^{\text{ster}} < t_c^{\text{roc-ster}} < t_c^{\text{roc}}$, alors $t_c^{\text{opt}} = t_c^{\text{roc-ster}}$;
 - si $t_c^{\text{roc-ster}} < t_c^{\text{ster}}$, alors $t_c^{\text{opt}} = t_c^{\text{ster}}$.

II.III.1.2.2 En prenant en compte l'étape **Concentré**

Nous pouvons finalement réintroduire l'étape **Concentré**. Pour des valeurs très faibles de la coupure cette étape ne devrait normalement pas être à l'origine de la saturation. Dans le cas contraire, cela signifierait qu'elle a été dimensionnée de telle manière qu'elle ne peut même pas accepter le débit qui serait produit par l'étape **Minerai** (puisque pour de faibles coupures, c'est cette étape qui limite la production) lorsque cette dernière est alimentée à une teneur égale à la teneur moyenne des ressources! En conséquence, même en prenant en compte les quatre étapes, c'est normalement toujours l'étape **Minerai** qui limitera la production pour des coupures faibles.

Nous pouvons ensuite remarquer que si l'étape **Concentré** n'intervient pas avant l'étape **Roche**, elle ne pourra jamais intervenir. Nous avons en effet vu au chapitre précédent que la production de concentré par période est une fonction décroissante de la coupure lorsque le processus est limité par l'étape **Roche**. En conséquence, si l'étape **Roche** est plus contraignante que l'étape **Concentré** pour une certaine valeur de la coupure, elle le sera encore plus pour des valeurs plus fortes. Autrement dit, si la teneur de coupure d'équilibre entre les étapes **Concentré** et **Minerai** est supérieure à celle entre les étapes **Minerai** et **Roche**, l'étape **Concentré** n'interviendra jamais dans le processus de saturation.

Retenons donc que dans le cas où l'inégalité $t_c^{\text{min-conc}} > t_c^{\text{roc-min}}$ est respectée, nous sommes ramenés au cas plus simple que nous avons étudié en I.2.1. Il en va de même si $t_c^{\text{min-conc}} > t_c^{\text{min-ster}}$.

Dans le cas contraire, l'étape **Concentré** sera la deuxième à être à l'origine de la saturation, après l'étape **Minerai**. L'étape **Minerai** sera alors définitivement écartée du

processus pour des coupures supérieures à $t_c^{\text{min-conc}}$ puisque nous avons démontré que les points de croisement, lorsqu'ils existent, sont forcément uniques.

Si le point de croisement entre les courbes représentatives des étapes **Minerai** et **Concentré** intervient après la teneur de coupure économique de l'étape **Minerai**, la teneur de coupure optimale sera la teneur de coupure économique de l'étape **Minerai**. En d'autres termes, si $t_c^{\text{min-conc}} > t_c^{\text{min}}$, alors $t_c^{\text{opt}} = t_c^{\text{min}}$.

Si le point de croisement intervient avant la teneur de coupure économique de l'étape **Minerai** mais après celle de l'étape **Concentré**, alors la teneur de coupure optimale est la teneur de coupure d'équilibre entre les étapes **Minerai** et **Concentré**. En d'autres termes, si $t_c^{\text{conc}} < t_c^{\text{min-conc}} < t_c^{\text{min}}$, alors $t_c^{\text{opt}} = t_c^{\text{min-conc}}$.

Finalement, si la teneur de coupure d'équilibre entre les étapes **Minerai** et **Concentré** est inférieure à la teneur de coupure économique de l'étape **Concentré**, nous sommes ramenés au cas que nous avons étudié au paragraphe précédent (I.2.1) en remplaçant l'étape **Minerai** par l'étape **Concentré**.

Dans le cas le plus général dans lequel les quatre étapes interviennent l'une après l'autre dans le processus de saturation de la production, la teneur de coupure optimale peut donc prendre sept valeurs différentes : les quatre teneurs de coupure économiques ou l'une des trois teneurs de coupure d'équilibre Minerai-Concentré, Concentré-Roche, Roche-Stérile⁴³.

II.III.1.3 Conditions de l'exploitation sélective

Nous l'avons indiqué à plusieurs reprises, l'exploitation sélective ne peut avoir d'intérêt que si elle conduit effectivement à éliminer de l'étape **Minerai** une partie du flux de l'étape **Roche**. Ceci signifie entre autres choses que la teneur de coupure mise en oeuvre ne doit pas être trop faible. Par ailleurs, plus la teneur de coupure sera élevée, plus grand sera le gain sur le **Profit** par rapport à l'absence de sélection (c'est à dire une teneur de coupure nulle), donc plus la sélectivité sera intéressante.

Finalement, il faut aussi se rappeler que nous poursuivons un objectif d'adaptation à des conditions variables. En conséquence, il sera nettement préférable d'aboutir à une situation dans laquelle la teneur de coupure optimale est donnée par une teneur de coupure économique et non une teneur de coupure d'équilibre.

II.III.1.3.1 Les conditions favorables à la sélectivité

On cherchera donc, dans la mesure du possible, à se placer dans la situation dans laquelle la teneur de coupure optimale est la teneur de coupure économique de l'étape **Minerai**. Cette situation est parfaitement en accord avec une idée souvent exprimée par les opérateurs miniers : "il faut saturer l'usine de traitement". En réalité, cette affirmation est un peu rapide. Il ne faut pas saturer l'usine de traitement, mais il faut saturer l'outil de

⁴³ Il faut se rappeler ici que nous avons retenu le cas d'une conception "logique" de l'exploitation. Si les règles élémentaires que nous avons énoncées ne sont pas respectées, les résultats peuvent évidemment être différents.

production, donc au moins l'une des étapes du processus d'exploitation. Si le raccourci est souvent acceptable, c'est lié à la conception même des projets. D'une manière générale, les opérations les plus consommatrices d'investissement sont les opérations relatives au traitement du minerai ; c'est donc la partie traitement qui est souvent celle qui limite la production par construction du projet, c'est donc finalement elle qu'il faut saturer. Néanmoins, si les conditions économiques évoluent une fois l'ensemble construit, il n'est pas du tout impossible que l'on aboutisse à une nouvelle situation dans laquelle l'optimum ne correspondra plus à la saturation de l'usine de traitement.

Pour que la teneur de coupure optimale soit égale à la teneur de coupure économique de l'étape **Minerai**, il faut en fait s'assurer qu'aucune autre étape ne vient saturer l'outil de production pour des coupures inférieures à t_c^{\min} . En d'autres termes, il faut respecter les relations suivantes :

$$\begin{aligned} t_c^{\text{roc-min}} &> t_c^{\min} \\ t_c^{\text{min-ster}} &> t_c^{\min} \\ t_c^{\text{min-conc}} &> t_c^{\min} \end{aligned} \quad (\text{II.70})$$

La fonction $\% \text{MIN}(x)$ étant décroissante et la fonction $t_m(x)$ étant croissante, ces inégalités peuvent être réécrites sous la forme suivante :

$$\begin{aligned} \% \text{MIN}(t_c^{\text{roc-min}}) &< \% \text{MIN}(t_c^{\min}) \\ \% \text{MIN}(t_c^{\text{min-ster}}) &< \% \text{MIN}(t_c^{\min}) \\ t_m(t_c^{\text{min-conc}}) &> t_m(t_c^{\min}) \end{aligned} \quad (\text{II.71})$$

Les grandeurs qui apparaissent au premier membre des inégalités peuvent maintenant être remplacées par les expressions qui définissent les teneurs de coupure d'équilibre que nous avons vues au chapitre précédent. Les inégalités deviennent alors :

$$\begin{aligned} \frac{M}{R} &< \% \text{MIN}(t_c^{\min}) \\ \frac{M}{M + S} &< \% \text{MIN}(t_c^{\min}) \\ \frac{C \cdot t_{\text{conc}}}{\rho \cdot M} &> t_m(t_c^{\min}) \end{aligned} \quad (\text{II.72})$$

Si maintenant nous admettons que la capacité M de l'étape **Minerai** est fixée, cela signifie que nous pouvons en déduire les limites inférieures pour les capacités idéales, au sens où les conditions seraient favorables à la sélectivité, des autres étapes :

$$\begin{aligned}
R_{\text{idéale}} &> \frac{M}{\% \text{MIN}(t_c^{\text{min}})} \\
S_{\text{idéale}} &> M \cdot \frac{1 - \% \text{MIN}(t_c^{\text{min}})}{\% \text{MIN}(t_c^{\text{min}})} \\
C_{\text{idéale}} &> M \cdot \frac{\rho \cdot t_m(t_c^{\text{min}})}{t_{\text{conc}}}
\end{aligned} \tag{II.73}$$

II.III.1.3.2 Procédure d'étude de l'intérêt de la sélectivité pour un projet

Si l'on se pose la question de la sélectivité sur un projet nouveau, on pourra donc procéder de la manière suivante :

- dans un premier temps on se fixe la capacité que l'on va installer sur l'étape **Minerai**. Dans la mesure où cette capacité est la plus consommatrice en investissements, il n'est pas illogique de commencer par là ;
- à partir de cette capacité et de l'examen des opérations qui constituent les différentes étapes, on estime les coûts variables qui seraient relatifs aux différentes étapes et les charges fixes par période ;
- on en déduit alors la teneur de coupure économique de l'étape **Minerai** ;
- les capacités à installer sur les différentes étapes se déduisent des formules ci-dessus ;
- finalement, les charges fixes n'étant pas indépendantes des capacités installées sur les différentes étapes (et les coûts portés par les étapes pas totalement indépendants des capacités non plus), on vérifie a posteriori que les hypothèses de coûts ne sont pas en contradiction avec les capacités calculées.

Si nous retenons des capacités proches des limites que nous avons établies, et si nous négligeons l'étape **Concentré**⁴⁴, la procédure que nous venons de décrire nous conduira à une situation qui correspond à celle de la figure II.36. On pourrait s'étonner de ce résultat : si l'on atteignait la teneur de coupure économique de l'étape **Roche**, on aurait à la fois un **Profit** supérieur et une meilleure récupération du métal contenu dans le corps minéralisé ! Mais pour ce faire, il faudrait augmenter la capacité de l'étape **Minerai**. Lorsque cette capacité augmente, la teneur de coupure économique de l'étape **Roche** reste inchangée, celle de l'étape **Minerai** diminue mais restera toujours supérieure à celle de l'étape **Roche**, et la teneur de coupure d'équilibre entre les deux étapes diminue. Il faudrait donc augmenter la capacité M jusqu'à ce que la teneur de coupure d'équilibre entre les deux étapes devienne inférieure à la teneur de coupure économique de l'étape **Roche**. La capacité requise pour l'étape **Minerai** devra donc respecter la condition $M^* > \% \text{MIN}(t_c^{\text{ro}}) \cdot R$. Cette capacité pourra être comparée à la capacité initiale (dont on sait qu'elle est telle que $M < \% \text{MIN}(t_c^{\text{min}}) \cdot R$) et on pourra définir l'incrément de capacité nécessaire, qui est forcément supérieur à l'expression

⁴⁴ On pourra remarquer que dans ce dernier raisonnement, nous avons éliminé l'étape **Concentré**.

$(\%MIN(t_c^{roc}) - \%MIN(t_c^{min})).R$. La capacité complémentaire nécessaire étant déterminée, on pourra alors estimer l'investissement nécessaire à cette modification, et par comparaison avec le gain de **Profit** attendu (donné par la différence entre $\text{Profit}_{roc}(t_c^{roc})$ et $\text{Profit}_{min}(t_c^{min})$), définir si oui ou non une capacité supérieure est intéressante pour l'étape **Minerai**⁴⁵.

On pourrait être tenté de reproduire le même raisonnement, en se disant que si l'on augmentait encore la capacité de l'étape **Minerai** et si l'on augmentait simultanément la capacité de l'étape **Roche**, on pourrait atteindre la teneur de coupure économique de l'étape **Stérile**, donc un **Profit** encore supérieur pour une teneur de coupure optimale encore plus faible. Le raisonnement sera le même que ci-dessus.

Le résultat d'une analyse telle que celle que nous venons de proposer est très parlant pour la sélectivité :

- si l'analyse indique qu'il ne faut pas modifier la capacité de l'étape **Minerai** mais qu'au contraire il faut rester sur les différentes capacités calculées initialement, cela signifie que l'exploitation envisagée est une exploitation favorable à la sélectivité. Si une augmentation de capacité doit y être envisagée, elle devra porter sur chacune des étapes simultanément et la teneur de coupure optimale restera la teneur de coupure économique de l'étape **Minerai** ;
- si le résultat va dans le sens d'une forte augmentation de capacité de l'étape **Minerai** et d'une augmentation de capacité de l'étape **Roche** pour pouvoir atteindre la situation dans laquelle la teneur de coupure optimale est la teneur de coupure économique de l'étape **Stérile**, cela signifie que le gisement étudié n'est vraiment pas favorable à la sélectivité et qu'il vaut mieux abandonner cette idée ;
- dans le cas intermédiaire où on aurait intérêt à augmenter la capacité de l'étape **Minerai** pour atteindre la teneur de coupure économique de l'étape **Roche**, la mine envisagée sera moyennement favorable à la sélectivité. La teneur de coupure à appliquer pourra être assez faible, surtout si les coûts liés à l'étape **Stérile** ne sont négligeables. La sélectivité ne pourra alors être intéressante que si le corps minéralisé comprend des tonnages importants à faible teneur.

II.III.1.3.3 Procédure d'étude de l'intérêt de la sélectivité pour une mine existante

Dans le paragraphe précédent, nous nous sommes interrogé sur les règles de dimensionnement d'un projet pour qu'il puisse donner lieu à une exploitation sélective. Imaginons maintenant le cas où l'on s'interrogerait sur le passage à la sélectivité d'une exploitation existante. La procédure à suivre serait alors la suivante⁴⁶ :

⁴⁵ Il faut noter que le gain de **Profit** comprend deux simplifications allant en sens contraire : une augmentation de capacité devrait en effet réduire le coût variable porté par l'étape **Minerai**, mais en même temps augmenter les charges fixes par période.

⁴⁶ Comme dans le cas précédent, nous négligeons ici l'étape **Concentré**.

- on commencerait par étudier le fonctionnement de cette mine, la réalité de ces différentes étapes, et par déterminer les capacités de ces étapes ;
- si ces capacités satisfont les équations II.73, le passage à une exploitation sélective ne pose aucun problème et ne nécessite aucun investissement (du moins pas sous forme d'augmentation d'une capacité). La teneur de coupure à mettre en oeuvre sera la teneur de coupure économique de l'étape **Minerai** ;
- si la capacité de l'étape **Stérile** n'est pas suffisante, le passage à une exploitation sélective n'est envisageable qu'au prix d'un investissement sur cette capacité. On procédera alors comme nous l'avons indiqué dans le paragraphe précédent (pour un nouveau projet) pour déterminer l'augmentation de capacité nécessaire et on comparera l'investissement requis aux avantages attendus de la sélectivité. Si l'investissement s'avère trop grand, la sélectivité est à abandonner ;
- si la contrainte de capacité **Stérile** est respectée, mais la contrainte de capacité **Roche** n'est pas respectée, il restera encore à se poser la question de savoir si il vaut mieux investir dans la capacité de l'étape **Roche** (et peut-être aussi dans celle de l'étape **Stérile** qui pourrait devenir limitante lorsque l'on augmentera la capacité de l'étape **Roche**) pour aller vers les conditions idéales de la sélectivité ou si il vaut mieux rester dans une situation où la teneur de coupure optimale est imposée soit par la teneur de coupure de l'étape **Roche**, soit par la teneur d'équilibre entre les étapes **Roche** et **Minerai**. Le raisonnement à suivre sera à nouveau le même que précédemment. Notons que dans un souci d'adaptabilité de l'exploitation minière à des conditions changeantes, on n'aurait pas intérêt à rester dans une situation dans

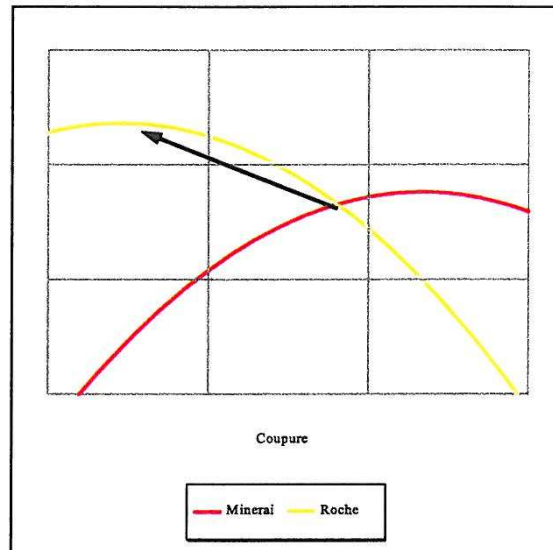


Figure II.41 : Cas d'une exploitation peu favorable à la sélectivité dans laquelle on aurait plutôt intérêt à investir dans la capacité de l'étape **Minerai**.

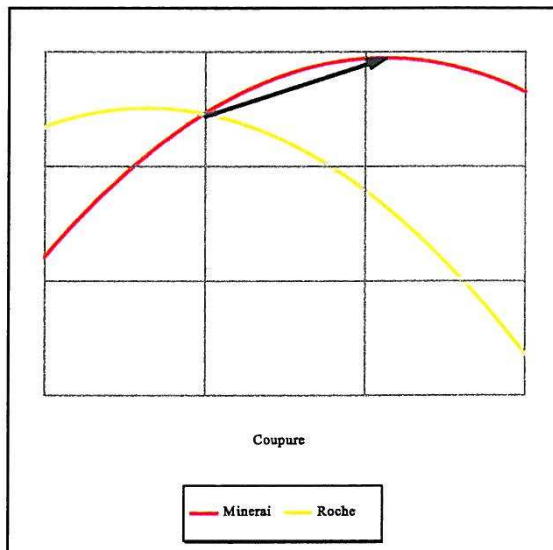


Figure II.42 : Cas d'une exploitation favorable à la sélectivité dans laquelle on aurait plutôt intérêt à investir dans la capacité de l'étape **Roche**.

laquelle la teneur de coupure optimale serait la teneur de coupure d'équilibre. On devrait donc soit investir dans la capacité de l'étape **Minerai**, soit dans celle de l'étape **Roche**. Ces deux éventualités sont présentées dans les figures II.41 et II.42.

Nous avons admis que la situation la moins favorable admissible est celle dans laquelle la teneur de coupure optimale est dictée par la teneur de coupure économique de l'étape **Roche**. Ce point mérite d'être précisé. S'il fallait aller vers des teneurs de coupure plus faibles, les seules possibles seraient la teneur de coupure économique de l'étape **Stérile** ou la teneur de coupure d'équilibre entre les étapes **Roche** et **Stérile**. La première est une valeur très faible, pouvant même être négative, elle est donc à éviter. La seconde est forcément assez faible aussi (inférieure à la teneur de coupure économique de l'étape **Roche**) et de plus elle est parfaitement rigide et ne permet aucune adaptation de l'exploitation.

II.III.1.4 Effet de la production minimale de concentré

Nous avons indiqué, à la fin du chapitre précédent, que le fait d'imposer une production minimale de concentré par période τ définissait une limite inférieure et une limite supérieure au domaine envisageable pour la teneur de coupure. Nos réflexions sur les différentes étapes et l'ordre dans lequel elles sont susceptibles de saturer l'ensemble du processus de production vont nous permettre d'aller au-delà. Nous ferons à nouveau abstraction, ici, de la capacité maximale de l'étape **Concentré**. En tout état de cause, il est bien évident que cette capacité doit être supérieure à l'objectif de production qui est retenu.

Nous avons vu que la saturation de l'ensemble du processus est d'abord donnée par l'étape **Minerai** puis par l'étape **Roche**, pour finir par l'étape **Stérile**. Lorsque la coupure augmente, la production de concentré par période suit donc l'évolution suivante :

- aussi longtemps que l'ensemble est limité par l'étape **Minerai**, elle augmente ;
- lorsque l'ensemble est limité par l'étape **Roche**, la production de concentré diminue ;
- finalement, elle continue de diminuer lorsque l'ensemble est limité par l'étape **Stérile**.

En conséquence, la production maximale de concentré envisageable sur une exploitation est celle obtenue lorsque la coupure est égale à la teneur de coupure d'équilibre entre les étapes **Minerai** et **Roche** ou entre les étapes **Minerai** et **Stérile** si l'étape **Roche** est de capacité supérieure à la somme des capacités des étapes **Minerai** et **Stérile**. En d'autres termes, la production maximale de concentré envisageable sera donnée par la valeur :

$$\text{Min}\left(\frac{t_m(t_c^{\text{roc-min}}) \cdot \rho}{t_{\text{conc}}} \cdot M, \frac{t_m(t_c^{\text{min-ster}}) \cdot \rho}{t_{\text{conc}}} \cdot M\right) \quad (\text{II.74})$$

Pour simplifier le raisonnement, plaçons-nous dans le cas dans lequel la production maximale de concentré est obtenue pour une coupure égale à $t_c^{\text{roc-min}}$. Pour un objectif de production raisonnable et réalisable, on aura donc forcément $t_c^{\text{mini}} < t_c^{\text{roc-min}} < t_c^{\text{maxi}}$.

Dans le cas d'une exploitation favorable à la sélectivité, on aura $t_c^{opt} = t_c^{min} < t_c^{roc-min}$. En conséquence, la teneur de coupure optimale est alors forcément inférieure à la teneur de coupure maximale envisageable. Par contre, rien ne garantit qu'elle soit supérieure à la borne minimale de l'intervalle. Cette condition est équivalente à la condition $t_m(t_c^{mini}) < t_m(t_c^{min})$, qui nous conduit à la limite maximale suivante pour la production de concentré :

$$P_{conc} < \frac{t_m(t_c^{min}) \cdot \rho \cdot M}{t_{conc}} \quad (II.75)$$

Cette équation est parfaitement logique : elle signifie que l'objectif de production ne doit pas être supérieur à la production de concentré obtenue par saturation de l'étape Minerai avec une alimentation égale à la teneur de coupure économique de cette étape.

Si cette condition est respectée, la production minimale imposée est donc sans effet sur la teneur de coupure optimale, qui reste la teneur de coupure économique de l'étape Minerai. Dans le cas contraire, on sera amené à augmenter artificiellement la teneur de coupure. Cela se traduira forcément par une baisse du **Profit** (puisque l'on aura dépassé la teneur de coupure optimale hors contrainte de production de concentré), en conséquence de quoi la nouvelle teneur de coupure optimale sera forcément t_c^{mini} .

Dans le cas où la teneur de coupure optimale est égale à la teneur de coupure économique de l'étape Minerai, imposer une production de concentré supérieure à celle qui serait normalement obtenue à partir de la teneur de coupure optimale s'apparente donc à de l'écramage au sens auquel nous l'avons défini : c'est donner la priorité sur le résultat annuel au détriment du résultat global de l'exploitation du corps minéralisé.

Supposons maintenant que nous sommes dans le cas dans lequel la teneur de coupure optimale est donnée par la teneur de coupure économique de l'étape Roche. Celle-ci sera alors forcément supérieure à la teneur de coupure d'équilibre entre les étapes Minerai et Roche, donc supérieure à la borne inférieure de l'intervalle d'étude de la teneur de coupure. Il nous reste alors à vérifier que la borne maximale de l'intervalle est supérieure à t_c^{roc} . Cela revient à écrire l'inégalité $\%MET(t_c^{roc}) > \%MET(t_c^{maxi})$, inégalité qui nous conduit à la contrainte suivante :

$$P_{conc} < \frac{\%MET(t_c^{roc}) \cdot t_m(0) \cdot \rho}{t_{conc}} \cdot R \quad (II.76)$$

Cette contrainte est encore tout à fait logique : l'objectif de production ne devrait pas être supérieur à la production de concentré que l'on obtiendrait pour la teneur de coupure optimale, ici égale à la teneur de coupure économique de l'étape Roche. Mais si cette contrainte n'était pas respectée, nous serions ici dans le cas où il faudrait retenir une teneur de coupure inférieure à la teneur de coupure optimale en-dehors de cette contrainte. En d'autres termes, cet objectif de production de concentré serait doublement défavorable : il conduirait à la fois à un résultat global sur le long terme et à un résultat annuel inférieurs à ceux que l'on aurait pu obtenir par ailleurs.

Ces développements montrent qu'un exploitant n'a aucun intérêt à s'engager à la légère sur un volume de production de concentré. Il doit au contraire s'interroger, chaque année et en fonction des conditions économiques qu'il envisage sur l'année à venir, sur le niveau de production le plus adapté à son exploitation.

II.III.1.5 Application à un exemple

Nous allons illustrer nos résultats à partir d'un exemple théorique assez simple.

Considérons un corps minéralisé dont le tonnage global est de 20 Mt. Nous admettons, comme nous l'avons fait tout au long de ce chapitre et du précédent, que la dimension du bloc de sélection est imposée par la méthode d'exploitation, en l'occurrence une méthode de tranches montantes remblayées. Nous supposons également que le corps minéralisé est composé de blocs dont les teneurs sont uniformément réparties entre 0 et 20%. La teneur moyenne du corps minéralisé est donc de 10%. La fonction de répartition des teneurs, définie dans l'intervalle [0,20], est tout simplement constante et égale à 0,05. Les fonctions %MIN(x) et $t_m(x)$ sont également définies dans le même intervalle et ont les expressions simples suivantes :

$$\%MIN(x) = 0,05 \cdot (20 - x)$$

$$t_m(x) = (20 + x) / 2$$

Supposons que le coût estimé pour l'exploitation souterraine est de 100 F/t.

Supposons par ailleurs que le traitement est une flottation simple, dont le coût est de 50 F/t, et dont nous admettons, pour simplifier les calculs, que la récupération métal est de 100% et qu'elle conduit à un concentré de teneur 50%.

Supposons encore que l'exploitant souhaite travailler sur une base de 1 Mt de minerai par an et qu'il a estimé le montant des charges fixes à 50 MF/an.

Supposons pour finir que le concentré produit, le cours du métal produit et nos hypothèses relatives à l'usine de traitement conduisent à une valeur du point de 20 F.

II.III.1.5.1 Approche traditionnelle

Une approche traditionnelle de teneur de coupure aurait conduit à calculer le coût opératoire total par tonne, qui s'élève ici à 200 F, puis à en déduire une teneur de coupure de 10%. L'exploitation du gisement aurait donc duré 10 ans, avec une teneur moyenne de 15%. Elle aurait produit 300 kt de concentré par an. En négligeant les travaux liés aux blocs "stérile", on aurait estimé le **Profit** futur à 1000 MF.

Si les blocs de teneur inférieure à 10% et les blocs de teneur supérieure à 10% sont intimement mêlés, les mineurs auraient dû manipuler une tonne de "stérile" pour chaque tonne de "minerai" exploitée. Dans la pratique, il y a fort à parier que cet aspect n'aurait pas été bien pris en compte au départ et que l'exploitation aurait eu du mal à atteindre 1 Mt de "minerai" par an, au moins jusqu'à ce que les ingénieurs responsables de la partie souterraine aient réussi à convaincre leur direction de la nécessité de leur donner des moyens supplémentaires par rapport aux moyens prévus initialement. Il va de soi que le **Profit** futur estimé n'aurait en aucun cas pu être réalisé.

II.III.1.5.2 Approche suivant K.F. Lane

Sur ce type d'exploitation, K.F. Lane aurait considéré que seuls les travaux préparatoires relevaient de la première étape du processus, soit l'étape **Mining**. Si nous admettons que le coût opératoire de l'exploitation souterraine peut être décomposé en 15 F/t de travaux préparatoires et en 85 F/t d'exploitation proprement dite, le coût qui aurait été affecté à l'étape **Mining** aurait été de 15 F/t.

Le coût affecté à l'étape **Processing** aurait été constitué de 85 F/t pour les travaux souterrains, plus la part du coût opératoire de traitement qui n'est pas relative à la vente du concentré. Supposons ici que le coût opératoire de traitement puisse être décomposé en 40 F/t de coût relatif au "minerai", et 10 F par tonne de "minerai" de coût relatif à la vente du concentré. Dans ces conditions, le coût relatif à l'étape **Processing** aurait été de 125 F/t de "minerai", et le coût relatif à l'étape **Marketing** aurait été de 50 F par tonne de concentré.

Pour l'étape **Mining**, l'approche de K.F. Lane aurait conduit à une teneur de coupure économique g_c^{mining} de 6,6%. L'application de cette coupure aurait conduit à un pourcentage de "minerai" de 67,1% et à une teneur moyenne d'alimentation de l'usine de traitement de 13,29%. Pour l'étape **Processing**, la teneur de coupure $g_c^{\text{processing}}$ aurait été de 9,2%, le pourcentage de "minerai" aurait été de 53,9% et la teneur moyenne de 14,60%.

La teneur de coupure économique de l'étape **Processing** (l'équivalent de l'étape **Minerai** dans notre modèle) reste assez proche de celle déterminée dans le cadre d'un calcul classique. Ce point est dû à la non prise en compte des coûts relatifs à l'étape **Stérile** et à une décomposition non adéquate entre les étapes **Mining** et **Processing**. L'approche suivant le modèle proposé par K.F. Lane aurait néanmoins bien mis en évidence le problème de la capacité de production :

- la teneur de coupure économique de l'étape **Processing** n'est en effet accessible que si la capacité de l'étape **Mining** le permet, c'est à dire si cette capacité est supérieure à 1,85 Mt/an (la capacité de l'étape **Processing** divisée par le pourcentage de "minerai" à la teneur de coupure économique de l'étape **Processing**). Dans ces conditions, la modélisation aurait conduit à une prévision de **Profit** de 853 MF ;
- la teneur de coupure économique de l'étape **Marketing** ne peut être déterminée que si l'on fixe la capacité de cette étape. Pour une capacité de 300 kt de concentré par an, la teneur de coupure économique de l'étape **Marketing** sera de 8,0%.

II.III.1.5.2 Approche suivant le modèle proposé

Pour appliquer le modèle proposé dans le chapitre précédent, nous devons encore préciser les hypothèses de l'exemple. Etant donné le type de méthode d'exploitation que nous avons retenu, il est clair que les blocs "stérile" vont nécessiter des manipulations. Nous pouvons imaginer que ces blocs devront être abattus puis déblayés. Supposons que l'on puisse les transporter vers un autre chantier dans lequel on pourra les déverser.

Dans ces conditions, l'étape **Roche** comprendra toutes les opérations de préparation des chantiers, de foration, de tir, de purge et de soutènement. Par ailleurs, elle comprendra

aussi l'étape de remblayage, puisque le bloc "stérile" abattu et déblayé devra être remblayé. L'étape **Stérile** comprendra l'opération de déblayage-transport-déversement dans un autre chantier ; elle sera également affectée par un coût négatif lié à la réutilisation du "stérile" comme remblai. L'étape **Minerai** comprendra les opérations de déblayage, de concassage fond, d'extraction, puis de concassage-broyage et flottation. Finalement, l'étape **Concentré** comprendra les opérations d'épaississage du concentré, filtration, stockage puis transport, et l'étape **Résidus** comprendra les opérations d'épaississage des résidus et de mise en dépôt.

Imaginons qu'un examen plus approfondi des coûts liés aux différentes opérations nous conduise aux résultats suivants :

- le coût porté par l'étape **Roche** est de 60 F par tonne de roche minéralisée rendue accessible ;
- le coût porté par l'étape **Stérile** est de -10 F par tonne de "stérile" manipulée (un coût de 10 F/t pour le transport du "stérile" mais un gain de 20 F/t du fait de la réutilisation comme remblai) ;
- le coût porté par l'étape **Minerai** est de 80 F par tonne de "minerai" exploitée et traitée (40 F/t pour les opérations relatives à la partie souterraine de cette étape, et 40 F/t pour les opérations relatives au traitement) ;
- le coût porté par l'étape **Concentré** est de 40 F par tonne de concentré et le coût porté par l'étape **Résidus** est de 2,5 F par tonne de rejets de traitement (ces coûts sont cohérents avec un coût global du traitement de 50 F par tonne de "minerai" pour une teneur moyenne de 10%).

Dans ces conditions, on aura :

- $t_c^{\min} = 7,4\%$, $\% \text{MIN}(t_c^{\min}) = 63,0\%$ et $t_m(t_c^{\min}) = 13,70\%$;
- $t_c^{\text{roc}} = 4,8\%$, $\% \text{MIN}(t_c^{\text{roc}}) = 76,0\%$ et $t_m(t_c^{\text{roc}}) = 12,40\%$.

Ces deux teneurs de coupure économiques sont à comparer respectivement aux teneurs de coupure économiques $g_c^{\text{processing}}$ et g_c^{mining} du modèle de K.F. Lane. On constatera qu'elles sont ici nettement plus faibles, du fait de la prise en compte des coûts liés à l'étape **Stérile**. Cette différence implique immédiatement que la capacité minimale calculée pour l'étape **Mining** dans le paragraphe précédent est sur-estimée, puisqu'elle se déduit du pourcentage de "minerai" associé à la teneur de coupure économique de l'étape **Processing**.

En fait, pour respecter les conditions de favorabilité à la sélectivité que nous avons énoncées, il faudrait que la capacité de l'étape **Roche** soit supérieure à 1,59 Mt/an, celle de l'étape **Stérile** soit supérieure à 0,59 Mt/an, et celle de l'étape **Concentré** soit supérieure à 274 kt/an. Notons que ce dernier chiffre correspond à la production annuelle de concentré par an lorsque la coupure est égale à la teneur de coupure optimale et c'est donc la valeur au-delà de laquelle il ne faudrait pas s'engager. Si ces conditions étaient réunies, la teneur de coupure optimale serait la teneur de coupure économique de l'étape **Minerai**, soit 7,4%. L'application de cette teneur de coupure conduirait à un **Profit** de 527 MF (à comparer à une prévision totalement irréaliste de 1000 MF dans le cadre de notre approche traditionnelle, et 853 MF dans le cadre de l'application du modèle de K.F. Lane mais avec

une hypothèse de capacité de l'étape **Mining** nettement plus forte que celle de l'étape **Roche** ici).

Supposons maintenant que faute d'une analyse préalable assez rigoureuse, la mine a été construite avec les capacités suivantes : 1,25 Mt/an pour l'étape **Roche**, 0,35 Mt/an pour l'étape **Stérile** et 300 kt/an pour l'étape **Concentré** (production prévue pour une coupure de 10%). Les teneurs d'équilibre prennent alors les valeurs suivantes :

- $t_c^{\text{roc-min}} = 4,0\%$;
- $t_c^{\text{roc-ster}} = 5,6\%$;
- $t_c^{\text{min-ster}} = 5,2\%$;
- $t_c^{\text{min-conc}} = 10,0\%$;
- $t_c^{\text{ster-conc}} = 4,4\%^{47}$.

Par ailleurs, la teneur de coupure économique de l'étape **Concentré** serait de 5,8% (à comparer avec $g_c^{\text{marketing}}$ de 8,0% pour la même capacité) et la teneur de coupure économique de l'étape **Stérile** serait négative.

La figure II.43 illustre la répartition des courbes représentatives des différentes limitations possibles. Nous retrouvons bien ici les caractéristiques attendues de ce type de courbes :

- elles présentent toutes une phase croissante, un sommet unique, puis une phase décroissante, à l'exception de l'étape **Stérile** dont le sommet serait atteint pour une valeur négative de la coupure et dont on ne voit donc que la partie décroissante ;
- la limitation de capacité de l'ensemble du processus est limitée par l'étape **Minerai** pour les coupures inférieures à 4,0% ($t_c^{\text{roc-min}}$) ;
- la limitation est due à l'étape **Roche** pour les coupures comprises entre 4,0 et 5,6% ($t_c^{\text{roc-ster}}$) ;
- la limitation de capacité est due à l'étape **Stérile** pour des coupures supérieures à 5,6%.

La teneur de coupure optimale avec ces hypothèses serait la teneur de coupure économique de l'étape **Roche**, soit 4,8% et le **Profit** serait alors de 422 MF. Ce dernier chiffre est à comparer au Profit de 527 MF évalué pour un dimensionnement idéal des différentes capacités. Il donne une indication sur l'investissement que l'on pourrait admettre pour augmenter la capacité de l'étape **Roche** de 1,25 à 1,59 Mt/an et celle de l'étape **Stérile** de 0,35 à 0,59 Mt/an.

Deux remarques s'imposent à ce stade :

- d'abord un raisonnement sain en matière de sélectivité ne conduit pas à une teneur de coupure plus élevée que celles que l'on a l'habitude de mettre en oeuvre, bien au contraire. Ce résultat est tout à fait général ;
- ensuite, sur un projet mal dimensionné vis à vis de l'exploitation sélective, un raisonnement sain de sélectivité conduit à des teneurs de coupure nettement plus faibles que celles appliquées en général et encore plus faibles que celles

⁴⁷ $t_c^{\text{roc-conc}}$ n'existe pas, l'étape **Concentré** est sur-dimensionnée par rapport à l'étape **Roche**

auxquelles on aboutit si l'ensemble respecte les conditions idéales de sélectivité.

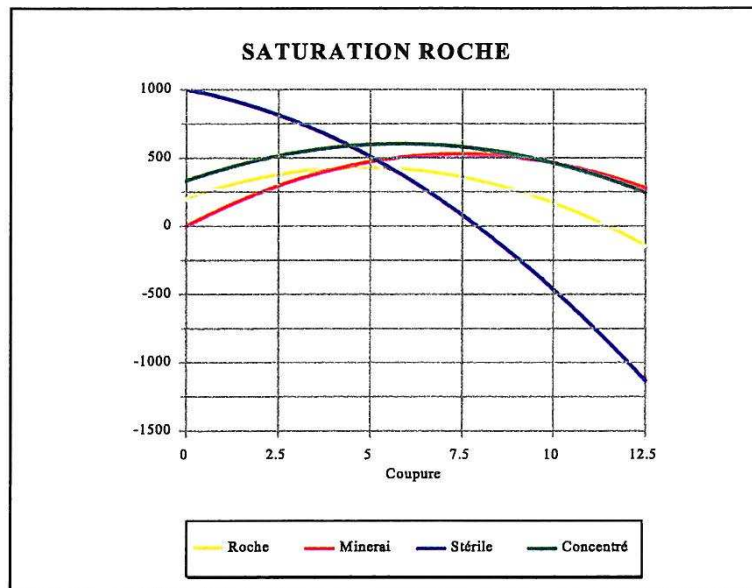


Figure II.43 : Courbes de profit dans le cas de l'exemple avec sous-dimensionnement de l'étape **Roche**.

Ces remarques nous paraissent importantes parce qu'elles attirent l'attention sur le fait que dès le départ de la conception du projet, les responsables se doivent d'analyser proprement leur projet d'exploitation, d'y individualiser les différentes étapes, ..., faute de quoi ils risqueraient d'appuyer leur projet sur des hypothèses de teneurs de coupe totalement fausses.

II.III.2 EXPLOITATION DU MODELE EN CONDITIONS INSTABLES

Tout au long de la partie précédente, nous nous sommes interrogés sur les conditions dans lesquelles une exploitation serait favorable à la sélectivité. Cela nous a conduit à réfléchir à la nature de la teneur de coupe optimale en fonction des valeurs des teneurs de coupe d'équilibre, en d'autres termes en fonction des capacités retenues pour les différentes étapes et de la structure de la minéralisation, cette dernière intervenant sous la forme d'une des trois fonctions $\%MIN(x)$, $\%MET(x)$ et $t_m(x)$.

Nous allons maintenant nous placer dans une optique totalement différente. **Nous allons admettre que les caractéristiques techniques des différentes étapes sont fixées, mais que ce sont des paramètres extérieurs à l'exploitation qui sont modifiés.** En termes plus mathématiques, nous allons fixer et ne plus modifier les teneurs de coupe d'équilibre, mais nous allons admettre que ce sont maintenant les teneurs de coupe économiques qui varient. Dans la mesure où les types de raisonnement ne changent pas, cette deuxième partie sera beaucoup plus rapide que la précédente.

La cause la plus évidente de ce type de modification est la variation des prix des métaux, qui se traduit pour l'exploitation minière par une variation de la valeur du point, donc une variation de toutes les teneurs de coupure économiques. Mais tout phénomène qui aurait un impact sur la valeur du point (formule contractuelle différente avec le fondeur) ou sur les coûts (évolution du coût de la main d'oeuvre, évolution du coût de l'énergie, évolution fiscale du pays avec éventuellement application de taxes à l'importation sur les pièces de rechanges, ...) aurait les mêmes conséquences sur l'exploitation.

Les phénomènes que nous allons mettre en évidence étant indépendants du paramètre qui est à l'origine de la variation des teneurs de coupure économiques, il nous a paru plus simple de développer cette partie sur la variation d'un paramètre particulier plutôt que de rester dans le cas parfaitement général. Sachant que le prix du métal est le paramètre le plus variable et que notre réflexion est partie du souci de réaction de la mine à des variations des prix, c'est logiquement sur ce paramètre que nous appuierons notre réflexion.

Notons pour finir que nous n'avons aucune raison de développer le raisonnement sur des situations défavorables à la sélectivité. Nous supposons donc que la conception de l'exploitation a respecté les règles que nous avons établies dans la première partie de ce chapitre, et que pour un cours du métal égal au cours de tendance, la teneur de coupure optimale est la teneur de coupure économique de l'étape **Minerai**.

II.III.2.1 Evolution de la teneur de coupure optimale en fonction de la valeur du point

Nous avons indiqué dans la première partie de ce document que pour s'affranchir, lors de l'étude de faisabilité, d'un cours du métal très variable, l'opérateur minier aura généralement fait une hypothèse de cours de tendance, c'est à dire de cours moyen espéré pendant la durée de l'exploitation du corps minéralisé. C'est à partir de ce cours qu'aura été déterminée une valeur du point moyenne qui aura elle-même permis de déterminer les capacités optimales pour les différentes étapes.

Nous supposons donc que les capacités retenues sont telles que pour la valeur du point de tendance, la teneur de coupure optimale est égale à la teneur de coupure économique de l'étape **Minerai**, en d'autres termes que la situation de la mine correspond à celle de la figure II.36.

Supposons maintenant que, partant de la valeur de tendance, le cours augmente. Il est bien évident que la situation de la mine va s'améliorer. Cette modification n'aura aucun effet sur les teneurs de coupure d'équilibre. La valeur du point va elle aussi augmenter et par conséquent toutes les teneurs de coupure économiques vont baisser, mais leur ordre ne sera pas modifié. Dans ces conditions, et quelle que soit l'augmentation du cours du métal, **la nature de la teneur de coupure optimale ne sera pas modifiée : ce sera toujours la teneur de coupure économique de l'étape Minerai. Cela signifie donc que l'opérateur pourra réagir à une augmentation du cours du métal par une diminution de la teneur de coupure optimale.** Si le cours restait constant, égal à sa nouvelle valeur, cette teneur de coupure optimale plus faible permettrait d'augmenter à la fois le **Profit** généré par l'exploitation du corps minéralisé (au-delà de l'augmentation de **Profit** qui est déjà naturellement engendrée par l'augmentation du cours du métal) et la durée de vie de l'exploitation.

Supposons maintenant que, partant de la valeur de tendance, le cours du métal diminue. La situation de la mine va maintenant se détériorer, et comme dans le cas précédent les teneurs de coupure d'équilibre vont rester inchangées. De leur côté, toutes les teneurs de coupure économiques vont augmenter, tout en restant ordonnées de la même manière. **Il arrivera donc forcément un moment où la teneur de coupure économique de l'étape Minerais va devenir supérieure à la teneur de coupure d'équilibre entre l'étape Minerais et une autre étape.** Pour simplifier notre propos, supposons que l'étape Concentré n'intervient pas et que l'étape Roche soit d'une capacité inférieure à la somme des capacités des étapes Minerais et Stérile. Il y aura donc une valeur v_1 de la valeur du point pour laquelle on atteindra l'égalité $t_c^{\min} = t_c^{\text{roc-min}}$. Cette valeur est donnée par l'équation :

$$v_1 = \frac{CO_{\min} + CO_{\text{res}} - CO_{\text{ster}} + \frac{F}{M}}{t_c^{\text{roc-min}}} + \frac{p}{t_{\text{conc}}} \cdot (CO_{\text{conc}} - CO_{\text{res}}) \quad (\text{II.77})$$

Cette valeur du point v_1 sera d'autant plus éloignée de la valeur du point de tendance que la teneur de coupure d'équilibre entre les étapes Minerais et Roche aura initialement été choisie loin de la teneur de coupure optimale, donc que la capacité de l'étape Roche aura été choisie élevée.

A partir de cette valeur du point v_1 , la teneur de coupure optimale de l'ensemble du processus n'est plus la teneur de coupure économique de l'étape Minerais, mais la teneur de coupure d'équilibre entre les étapes Minerais et Roche. Cette situation restera inchangée aussi longtemps que la teneur de coupure économique de l'étape Roche sera inférieure à cette teneur de coupure d'équilibre. **Il existe donc une plage de variation de la valeur du point dans laquelle la teneur de coupure optimale est indépendante du cours du métal. La borne supérieure de cette plage est donnée par v_1 . La borne inférieure en est v_2 :**

$$v_2 = \frac{CO_{\min} + CO_{\text{res}} - CO_{\text{ster}}}{t_c^{\text{roc-min}}} + \frac{p}{t_{\text{conc}}} \cdot (CO_{\text{conc}} - CO_{\text{res}}) \quad (\text{II.78})$$

Au-delà de la valeur du point v_2 , la teneur de coupure optimale est la teneur de coupure économique de l'étape Roche. En conséquence, la teneur de coupure optimale présente de nouveau une évolution hyperbolique en fonction de la valeur du point. Cette situation sera à nouveau changée lorsque la teneur de coupure économique de l'étape Roche passera au-delà de la teneur de coupure d'équilibre entre les étapes Roche et Stérile. Ce phénomène se produira pour une valeur du point v_3 donnée par l'équation suivante :

$$v_3 = \frac{CO_{\min} + CO_{\text{res}} - CO_{\text{ster}}}{t_c^{\text{roc-ster}}} + \frac{p}{t_{\text{conc}}} \cdot (CO_{\text{conc}} - CO_{\text{res}}) \quad (\text{II.79})$$

On peut finalement encore définir une valeur du point v_4 au-delà de laquelle la teneur de coupure économique de l'étape Stérile est passée au-dessus de la teneur de coupure d'équilibre entre les étapes Roche et Stérile. C'est alors elle qui définit la teneur de coupure optimale.

$$v_4 = \frac{CO_{\min} + CO_{\text{res}} - CO_{\text{ster}} - \frac{F}{S}}{t_c^{\text{roc-ster}}} + \frac{\rho}{t_{\text{conc}}} \cdot (CO_{\text{conc}} - CO_{\text{res}}) \quad (\text{II.80})$$

Finalement, lorsque l'étape **Concentré** n'intervient pas, la relation entre la teneur de coupure optimale et la valeur du point a la forme présentée en figure II.44. Si l'étape **Concentré** devait intervenir, cela se traduirait par l'introduction d'un morceau d'hyperbole et de deux plages constantes complémentaires. Sur cette même figure, on a représenté ce qu'aurait été l'évolution de la teneur de coupure optimale par l'application d'un raisonnement simplifié classique. Cette teneur de coupure est obtenue sur l'hypothèse d'un coût opératoire total cohérent avec les coûts des étapes **Roches**, **Minerai**, **Concentré** et **Résidus** ; ce coût étant simplement divisé par la valeur du point. On constate bien ici qu'une approche non rigoureuse de la sélectivité conduit toujours à la mise en oeuvre de teneurs de coupure plus fortes que celles qu'il faudrait retenir, l'erreur étant d'autant plus grande que les conditions sont défavorables.

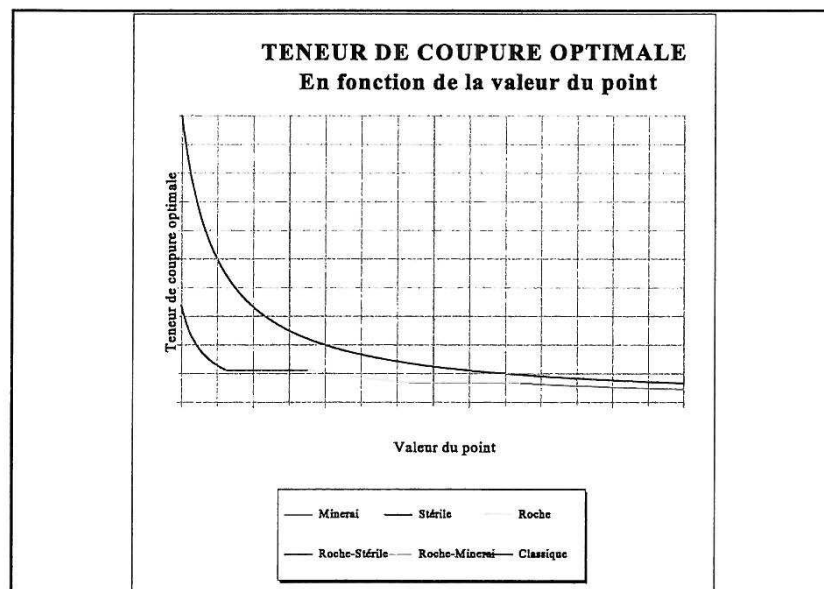


Figure II.44 : Evolution de la teneur de coupure optimale en fonction de la valeur du point.

II.III.2.2 Situations réalistes en matière d'évolution de la teneur de coupure optimale et conséquences sur le choix des capacités

Dans le paragraphe précédent, nous nous sommes placés dans une approche strictement théorique et avons simplement cherché à analyser les résultats de notre modèle. Nous ne nous sommes, entre autres, pas inquiétés de l'étendue de la variation que nous avons appliquée à la valeur du point v .

Revenons maintenant à des situations plus réalistes. Si la mine a été conçue de telle manière que pour la valeur du point de tendance la teneur de coupure optimale est donnée par l'étape **Minerai**, une baisse de la valeur du point se traduira :

- d'abord par une augmentation de la teneur de coupure optimale suivant la relation qui relie la teneur de coupure économique de l'étape **Minerai** à la valeur du point. Cette première plage de valeurs du point sera d'autant plus grande que l'étape **Roche** (et implicitement aussi l'étape **Stérile**) aura été initialement sur-dimensionnée. **Pour un cas parfaitement idéal du point de vue de la sélectivité, on aurait donc intérêt à dimensionner les différentes étapes suivant les relations II.73, mais en retenant la teneur de coupure économique de l'étape Minerai obtenue pour la valeur du point la plus faible à laquelle on pense pouvoir être confronté.** En pratique, pour certains produits, le cours le plus faible envisageable est proche de la moitié du cours de tendance. En conséquence, et moyennant une approximation un peu brutale, cela signifierait que l'on calcule les capacités minimales des différentes étapes pour une teneur de coupure égale au double de la teneur de coupure optimale à la valeur du point de tendance. Les capacités qui s'en déduisent dépendent évidemment de la structure de la minéralisation, mais elles seront souvent beaucoup trop fortes pour que ce type de raisonnement soit appliqué, d'autant plus que la capacité complémentaire ne sera exploitée que lors des périodes de très bas cours. Il en découle que l'exploitant aura intérêt à choisir des capacités supérieures à celles indiquées par les formules II.73, mais ne cherchera pas à retenir des capacités lui garantissant que la teneur de coupure optimale reste toujours égale à la teneur de coupure économique de l'étape **Minerai** ;
- **la valeur v_1 à partir de laquelle la teneur de coupure optimale, qui est dictée par la teneur de coupure d'équilibre entre les étapes Roche et Minerai, est donc souvent dans le domaine des valeurs du point réalistes.** La teneur de coupure optimale deviendra alors constante, ce qui bien sûr annule la réactivité de l'exploitation. Il est intéressant de s'interroger sur la largeur de la plage dans laquelle la teneur de coupure optimale est

constante. Elle est donnée par la différence entre v_1 et v_2 , différence égale à $\frac{F}{M \cdot t_e^{\text{roc-min}}}$.

Il est intéressant pour l'exploitant que cette plage soit aussi peu large que possible, puisque moins elle sera large, plus vite la teneur de coupure optimale sera donnée par la teneur de coupure économique de l'étape **Roche**, ce qui lui permettra de nouveau d'ajuster son paramètre aux conditions du moment. Cette plage sera d'autant moins large que la teneur de coupure d'équilibre entre les étapes **Roche** et **Minerai** sera grande (ce qui permet également d'agrandir la première plage de variation de la valeur du point) et que les charges fixes ramenées à la capacité de l'étape **Minerai** seront faibles. Ce deuxième point indique que lorsque l'exploitation comprend une part importante de charges fixes, il est peu probable que la plage de variation réaliste de la valeur du point aille au-delà de la valeur v_2 . La variation possible de la teneur de coupure optimale en fonction de la valeur du point comprend donc, en partant des valeurs du point élevées, une branche d'hyperbole, puis une plage constante. L'exploitation sélective ne permettra alors de réagir à des variations de cours que lorsque ce dernier sera supérieur à v_1 . Ceci étant, lorsque les charges fixes sont plutôt faibles, la plage de variation indiquée ci-dessus peut être réaliste et une troisième plage est alors à envisager ;

- pour des valeurs inférieures à v_2 , la teneur de coupure optimale redevient variable avec la valeur du point. Nous serons ici dans des conditions vraisemblablement peu favorables à

l'exploitation (valeur du point nettement plus faibles que ce qui était prévu initialement) et il sera tout à fait de l'intérêt de l'exploitant de pouvoir conserver cette possibilité d'ajustement quand la valeur du point va encore baisser. Cela signifie en pratique que l'on aura tout intérêt à dimensionner l'étape **Stérile** de telle manière que la teneur de coupure d'équilibre $t_c^{roc-ster}$ soit supérieure à la teneur de coupure économique de l'étape **Roche** lorsque la valeur du point est égale à la valeur minimale envisagée. Cette condition se traduit par la contrainte suivante sur la capacité de l'étape **Stérile** :

$$S > R.[1 - \%MIN(t_c^{roc}(v_{mini}))] \quad (II.81)$$

Nous pouvons donc retenir que dans une situation parfaitement idéale, les capacités des différentes étapes pourraient être définies de telle sorte que la teneur de coupure optimale soit donnée par la teneur de coupure économique de l'étape **Minerai** pour l'ensemble des valeurs possibles de la valeur du point v . Cette situation est néanmoins peu réaliste dans la mesure où elle conduit à un fort sur-dimensionnement des capacités des autres étapes. Il est par contre plus réaliste de sur-dimensionner sensiblement l'étape **Stérile** de telle sorte que dans les conditions les plus défavorables, la teneur de coupure optimale soit donnée par la teneur de coupure économique de l'étape **Roche**.

Avant d'illustrer la réactivité d'une exploitation sélective en revenant à l'exemple de la partie I, nous pouvons encore remarquer que la mise en oeuvre de la sélectivité permet d'abaisser les cours de grand équilibre et de petit équilibre. Ces cours sont deux valeurs calculées de manière systématique par les opérateurs miniers pour estimer le risque associé à un projet minier. Le cours de grand équilibre est le cours de la substance exploitée qui conduirait à une valeur actuelle nette du projet nulle ; il va de soi que l'opérateur espère bien ne pas être confronté à un cours moyen futur inférieur à cette valeur, faute de quoi il ne pourra pas récupérer son investissement initial. Le cours de petit équilibre est le cours de la substance qui permet de couvrir les dépenses opératoires mais ne couvre ni les investissements initiaux ni les frais financiers. La valeur de ce cours de petit équilibre est particulièrement importante pour le mineur : lorsque le cours passe en dessous de cette valeur, il se trouve non seulement dans l'impossibilité d'honorer ses dettes auprès de l'organisme qui a assuré le financement du projet, mais en plus dans la situation où il doit demander un complément de financement pour pouvoir ponctuellement payer ses factures et ses employés. Plus le cours de petit équilibre est bas, et plus la situation de l'opérateur sera confortable.

Lorsque la valeur du point diminue, la modification de la teneur de coupure conduit à un résultat économique supérieur à celui que l'on aurait obtenu sans réaction. En conséquence, la sélectivité permet d'abaisser le cours de petit équilibre. La valeur du point de petit équilibre d'une exploitation sélective peut être obtenue en écrivant l'égalité entre les recettes et le coût opératoire total par tonne de "minerai" :

$$t_m(t_c^{opt}(v_{pe})).v_{pe} = CO_{tot}(v_{pe}) \quad (II.82)$$

Si la teneur de coupure optimale est fixée par l'étape **Minerai**, cette équation conduit à l'égalité suivante :

$$v_{pe} = \frac{CO_{roc} + CO_{ster}}{\%MIN(t_c^{opt}(v_{pe})) \cdot t_m(t_c^{opt}(v_{pe}))} + \frac{CO_{min} - CO_{ster} + CO_{res}}{t_m(t_c^{opt}(v_{pe}))} + \frac{p}{t_{conc}} \cdot (CO_{conc} - CO_{res}) \quad (II.83)$$

Cette relation relativement complexe ne nous permet pas de proposer une expression explicite de la valeur du point de petit équilibre. Ceci étant, elle permet de comprendre que **le gain généré par la sélectivité sur la valeur du point de petit équilibre est totalement lié à la structure de la minéralisation.**

Cette expression appelle un autre commentaire. Nous avons déjà indiqué que la nécessité de réaliser des travaux aux blocs "stérile" induisait une variation du coût opératoire total en fonction de la coupure. **Cette évolution du coût opératoire réduit forcément un peu l'efficacité de la réaction d'ajustement de la teneur de coupure.** Elle limite donc la diminution de la valeur du point de petit équilibre. Ces éléments se retrouvent dans l'équation précédente ; le second membre est en effet constitué :

- d'un terme constant (le troisième) lié aux dépenses relatives au flux **Concentré** ;
- d'un terme (le deuxième) qui diminue lorsque la valeur du point diminue ;
- et d'un terme (le premier) qui augmente lorsque la valeur du point diminue. C'est ce dernier terme qui va limiter le gain sur la valeur du point de petit équilibre. L'intérêt de la sélectivité sera d'autant plus grand, en terme d'adaptabilité, que ce terme sera faible. Nous retrouvons ici un point que nous avons déjà compris en conditions stables : la sélectivité sera d'autant plus intéressante que les étapes **Roche** et **Stérile** seront limitées et ne comprendront pas de coûts trop élevés.

II.III.2.3 Application à un exemple

Nous allons maintenant à nouveau illustrer nos résultats par une application à un exemple. Nous reprenons le même gisement que dans la partie I de ce chapitre, et nous supposons que la valeur du point est susceptible de varier dans un intervalle allant de la moitié de la valeur du point de tendance à son double, donc dans notre cas de 10 à 40 F.

Si nous voulions nous placer dans des conditions telles que la teneur de coupure optimale soit toujours la teneur de coupure économique de l'étape **Minerai**, il faudrait appliquer les relations II.73 pour une teneur de coupure égale à 15,4% (teneur de coupure économique de l'étape **Minerai** avec une valeur du point v égale à 10). Pour cette valeur de la coupure, la proportion de "minerai" dans la roche minéralisée est de 23% et la teneur moyenne du gisement de 17,7%. Il faudrait donc retenir des capacités de 4,35 Mt/an pour l'étape **Roche**, 3,35 Mt/an pour l'étape **Stérile**, et 354 kt/an pour l'étape **Concentré**. Les deux premières capacités que nous venons de déterminer ne sont évidemment pas réalistes et il est clair que notre exploitation ne respectera pas ces conditions.

Supposons maintenant que les capacités retenues pour les différentes étapes ont les valeurs suivantes :

- capacité de l'étape **Minerai** de 1 Mt par an ;
- capacité de l'étape **Roche** de 1,8 Mt par an ;
- capacité de **Stérile** de 0,9 Mt par an ;
- capacité de l'étape **Concentré** non prise en compte.

Les hypothèses que nous avons retenues génèrent les teneurs de coupure d'équilibre suivantes :

- $t_c^{\text{roc-min}} = 8,9\%$;
- $t_c^{\text{roc-ster}} = 10,0\%$.

La teneur de coupure économique la plus forte que l'on pourra avoir pour l'étape **Roche** est de 10,0% (lorsque la valeur du point est égale à 10 F). En conséquence, la capacité retenue pour l'étape **Stérile** respecte tout juste la condition que nous avons énoncée.

La valeur du point v_1 à partir de laquelle la teneur de coupure optimale sera donnée par la teneur de coupure d'équilibre entre les étapes **Minerai** et **Roche** est égale à 16,8 F. La valeur du point v_2 à partir de laquelle la teneur de coupure optimale sera la teneur de coupure économique de l'étape **Roche** est elle égale à 11,1 F. Finalement, pour une valeur du point inférieure à 10,0 F, la teneur de coupure optimale serait la teneur de coupure d'équilibre entre les étapes **Roche** et **Stérile**, et la teneur de coupure économique de l'étape **Stérile** ne prendrait le dessus que pour des valeurs du point inférieures à 4,4 F.

La figure II.45 illustre la variation de la teneur de coupure optimale dans la plage de valeurs du point allant de 10 à 40 F.

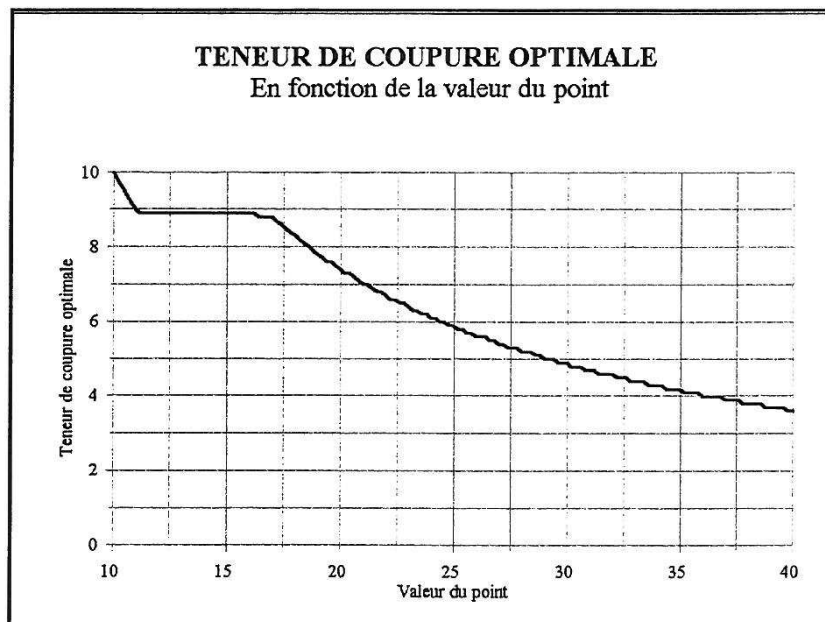


Figure II.45 : Teneur de coupure optimale en fonction de la valeur du point.

La figure II.46 donne l'évolution du **Profit** en fonction de la valeur du point. On a représenté sur cette figure deux courbes de **Profit** :

- la première correspond au **Profit** engendré par la teneur de coupe optimale ajustée à la valeur du point v . Elle illustre le résultat d'une exploitation sélective, au sens où nous l'avons défini ;
- la deuxième correspond au **Profit** engendré par l'exploitation à laquelle on applique, quelle que soit la valeur du point v , la teneur de coupe optimale calculée pour la valeur du point de tendance. En d'autres termes, on aurait bien estimé la teneur de coupe au niveau du projet, mais on ne l'ajusterait pas pendant l'exploitation. **Le gain entre la première et la deuxième courbe est le gain de la réactivité.** On constatera que dans le cas présent, ce gain n'est pas très important, du moins aussi longtemps que la valeur du point ne s'éloigne pas trop de sa valeur de tendance. Ceci est dû au fait que nous avons retenu un exemple dans lequel l'étape **Roche** est assez importante. Avec des conditions plus favorables, cette différence serait sans aucun doute plus forte. Ceci étant, même si cette différence n'est pas très grande en valeur relative, elle atteint rapidement plus de 100 MF dans le cadre de notre exemple, pour une durée de vie de l'exploitation d'au maximum 20 années. Le gain moyen annuel est donc rapidement supérieur à 5 MF, ce qui peut être appréciable pour passer des périodes difficiles. Ce point est illustré par la figure II.47, qui présente un zoom de la figure précédente pour les valeurs du point comprises entre 30 et 40.

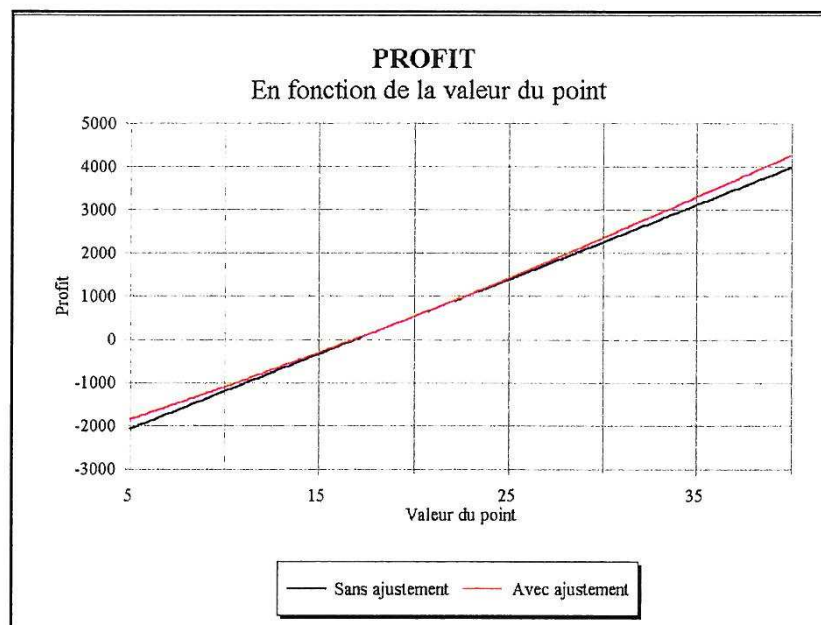


Figure II.46 : Profit en fonction de la valeur du point suivant la réactivité de l'exploitation.

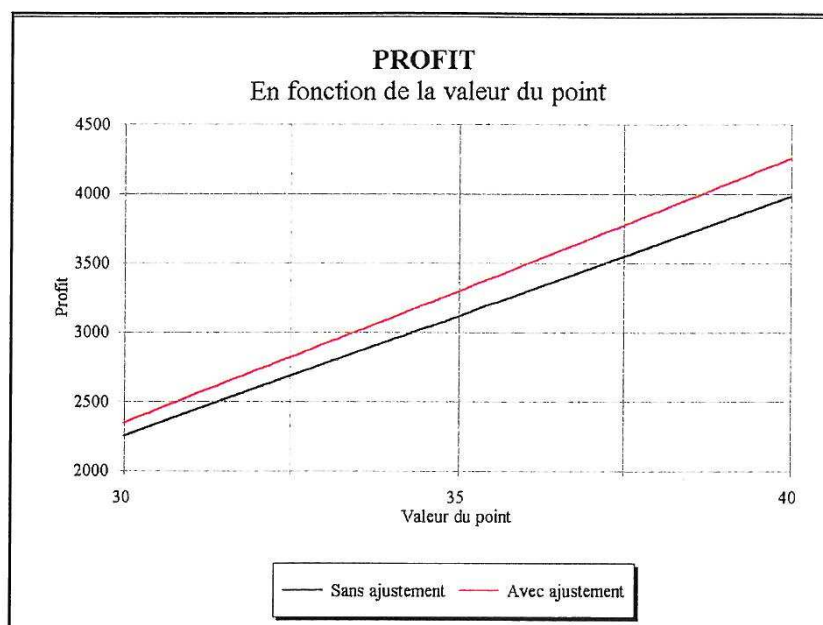


Figure II.47 : Profit en fonction de la valeur du point suivant la réactivité de l'exploitation.

II.III.3 EFFET DE L'ACTUALISATION SUR LES RESULTATS

Les raisonnements développés pendant les deux parties précédentes de ce chapitre nous ont permis d'une part de définir les conditions nécessaires à une exploitation sélective et ensuite, les conditions techniques de l'exploitation étant fixées, de voir comment une exploitation allait réagir à des conditions extérieures variables. Nous avons ainsi pu constater que, comme nous l'espérions, la sélectivité permet de s'ajuster aux conditions du moment. Néanmoins, nous avons également constaté que cet ajustement n'était pas toujours possible et qu'il existait toujours (ou presque) des plages de variation des paramètres extérieurs au sein desquelles l'opérateur ne pourrait pas modifier la teneur de coupe de son exploitation et se verrait donc contraint de subir les variations extérieures.

Tous nos raisonnements se sont néanmoins placés dans le cas simplifié dans lequel on ne prend pas en compte l'actualisation. Or, pour être tout à fait rigoureux, nous savons bien que c'est la valeur actuelle nette qu'il faudrait maximiser, et non le **Profit**. Nous allons maintenant revenir sur cette hypothèse. Toutefois, nous nous plaçons toujours dans la même logique et ferons donc encore abstraction de l'investissement initial. En conséquence, nous allons chercher maintenant à maximiser les cash-flows futurs actualisés. Il s'agit simplement d'actualiser le **Profit** que nous avons maximisé jusqu'à présent. Pour ne pas alourdir les notations, nous parlerons néanmoins de **VAN**.

II.III.3.1 Expression générale de la VAN en fonction de la coupe

Pour calculer la **VAN** en fonction de la coupe, nous allons devoir d'abord calculer le cash-flow (que nous notons **CF**) par période τ puis sommer les cash-flows actualisés.

La forme la plus courante de l'actualisation conduit à diviser le cash-flow de la n-ième période par la grandeur $(1 + a)^n$, où a est le taux d'actualisation exprimé en valeur réelle.

Si nous sommes en mesure de définir la relation qui lie le cash-flow CF par période à la coupure x , la relation entre la VAN et la coupure sera simplement donnée par l'équation :

$$VAN(x) = \sum_{n=0}^{n=\theta(x)} \frac{CF(x)}{(1 + a)^n} \quad (II.84)$$

Cette expression n'est en fait pas rigoureuse. Nous avons en effet vu dans la première partie de ce document que la teneur de coupure optimale dans le cas où l'on cherche à maximiser la VAN serait fonction du temps. Ce n'est donc pas une valeur particulière de x que l'on recherche, mais une fonction de temps $x(\tau)$. Il s'agit donc de déterminer la fonction qui maximiserait la VAN dont l'expression serait la suivante :

$$VAN(x(\tau)) = \sum_{n=0}^{n=\theta(x(\tau))} \frac{CF(x(\tau))}{(1 + a)^n} \quad (II.85)$$

La forme discontinue de ce type de sommation est peu propice aux calculs que nous cherchons à développer. Nous allons donc retenir une forme d'actualisation différente, qui consiste à introduire l'actualisation en multipliant le cash-flow de la n-ième période par e^{-an} . Nous pouvons alors travailler sur des périodes de durée nettement plus faible et admettre la formulation mathématique continue suivante :

$$VAN(x(\tau)) = \int_0^{\theta(x(\tau))} CF(x(t)) \cdot e^{-a \cdot t} \cdot dt \quad (II.86)$$

Il faut bien comprendre ici que cette période faible n'est introduite que pour pouvoir simplifier l'expression mathématique de l'actualisation ; elle n'a aucun impact sur la séparation entre charges fixes et charges variables, qui sera toujours réalisée sur des durées de temps habituelles (de l'ordre de plusieurs mois).

D'après les raisonnements présentés au chapitre I.II, nous savons par ailleurs que la fonction $x(\tau)$ est une fonction décroissante, minimisée par la valeur que l'on obtiendrait en maximisant le Profit.

Le problème est donc mathématiquement posé, mais s'avère particulièrement ardu. Nous savons que la durée de vie θ et la fonction de cash-flow CF dépendent de l'étape qui limite la production, et que cette dernière est justement fixée par le niveau de la coupure, donc par la valeur de $x(\tau)$. Par ailleurs, la durée de vie est aussi solution d'une équation donnée par une intégrale, puisqu'il faudrait reconstituer l'épuisement progressif du corps minéralisé en fonction de la fonction $x(\tau)$.

Nous avons vu lors de la partie précédente que le gain potentiel de la prise en compte de l'actualisation est limité, et que les stratégies d'exploitation des opérateurs (des zones les plus riches vers les zones les moins riches) conduisent souvent à respecter naturellement une teneur de coupure

décroissante dans le temps. Dans ces conditions, il ne nous a donc pas semblé utile de développer ces équations compliquées.

Ceci étant, en admettant une première simplification, la formulation mathématique de la VAN nous permet de confirmer des tendances que nous avons anticipées. Faisons en effet abstraction du fait que la teneur de coupure optimale devrait être décroissante dans le temps et supposons que le problème se simplifie à la recherche de la valeur de x constante qui conduirait au maximum de la VAN. Remarquons par ailleurs que le cash-flow par période peut être obtenu en divisant le **Profit** par la durée de vie. L'expression de la VAN devient alors :

$$VAN(x) = \int_0^{\theta(x)} \frac{\text{Profit}(x)}{\theta(x)} \cdot e^{-a \cdot t} \cdot dt \quad (\text{II.87})$$

Cette expression peut être simplifiée :

$$VAN(x) = \frac{\text{Profit}(x)}{\theta(x)} \cdot \int_0^{\theta(x)} e^{-a \cdot t} \cdot dt \quad (\text{II.88})$$

soit encore

$$VAN(x) = \text{Profit}(x) \cdot \frac{(1 - e^{-a \cdot \theta(x)})}{a \cdot \theta(x)} \quad (\text{II.89})$$

Dans la dernière équation, la VAN apparaît comme le produit du **Profit** par une autre fonction de la coupure x ⁴⁸. Notons $f(x)$ cette deuxième fonction. Nous savons que cette fonction est strictement positive. Intéressons-nous à sa dérivée par rapport à la coupure. Cette dernière a l'expression suivante :

$$\frac{df}{dx}(x) = \frac{d\theta}{dx}(x) \cdot \frac{1}{a \cdot \theta^2(x)} \cdot [e^{-a \cdot \theta(x)} \cdot (1 + a \cdot \theta(x)) - 1] \quad (\text{II.90})$$

L'expression entre crochets $[e^{-a \cdot \theta(x)} \cdot (1 + a \cdot \theta(x)) - 1]$ est forcément négative. Par ailleurs, nous savons que quelle que soit l'étape qui limite la production, la durée de vie est une fonction soit strictement croissante, soit strictement décroissante de la coupure x . **En conséquence**,

⁴⁸ Certains auteurs font parfois référence à la durée de vie actualisée dans les calculs de VAN. Notre deuxième fonction correspond ici au rapport de cette durée de vie actualisée (donnée par $\frac{1}{a} \cdot (1 - e^{-a \cdot \theta(x)})$) par la durée de vie.

la fonction $f(x)$ est elle aussi une fonction monotone de la coupure et varie toujours dans le sens opposé de la durée de vie.

La VAN est le produit du Profit par cette fonction f , fonction monotone de la coupure. En conséquence, nous pouvons affirmer que la VAN sera forcément une fonction similaire au Profit dans son comportement vis à vis de la coupure : elle présentera une phase croissante, un sommet unique, puis une phase décroissante. La fonction $f(x)$ est une fonction croissante dès lors que la durée de vie est une fonction décroissante de la coupure. C'est le cas lorsque la production est limitée l'étape Minéral ou par l'étape Concentré (ou encore par l'étape Résidus). Dans ce cas, le maximum de la fonction VAN ne peut être atteint que pour une valeur de x qui est supérieure à celle qui maximise le Profit. L'actualisation a bien pour effet d'augmenter la teneur de coupure économique. La figure II.48 illustre ce point. Si au contraire la durée de vie est une fonction croissante de la coupure x , ce qui est le cas lorsque la production est limitée par l'étape Stérile, la fonction f est une fonction décroissante, et dans ces conditions, l'actualisation conduit à une diminution de la teneur de coupure économique! Ce résultat surprenant reste néanmoins en accord avec les raisonnements simples qui nous avaient conduits à anticiper une augmentation de la coupure avec la prise en compte de l'actualisation (ce raisonnement passait justement par l'effet de la coupure sur la durée de vie, mais on n'envisageait pas alors le cas où la coupure aurait pu augmenter la durée de vie). Ce résultat étonnant est toutefois plus théorique que pratique : nous avons indiqué qu'une exploitation ne pourrait être sélective si elle devait être limitée par l'étape Stérile. Pour finir, nous pouvons remarquer que si l'exploitation est limitée par l'étape Roche, la durée de vie ne dépend pas de la coupure ; la fonction f est alors également indépendante de la coupure, en conséquence de quoi la teneur de coupure optimale de l'étape Roche ne dépend pas de l'actualisation.

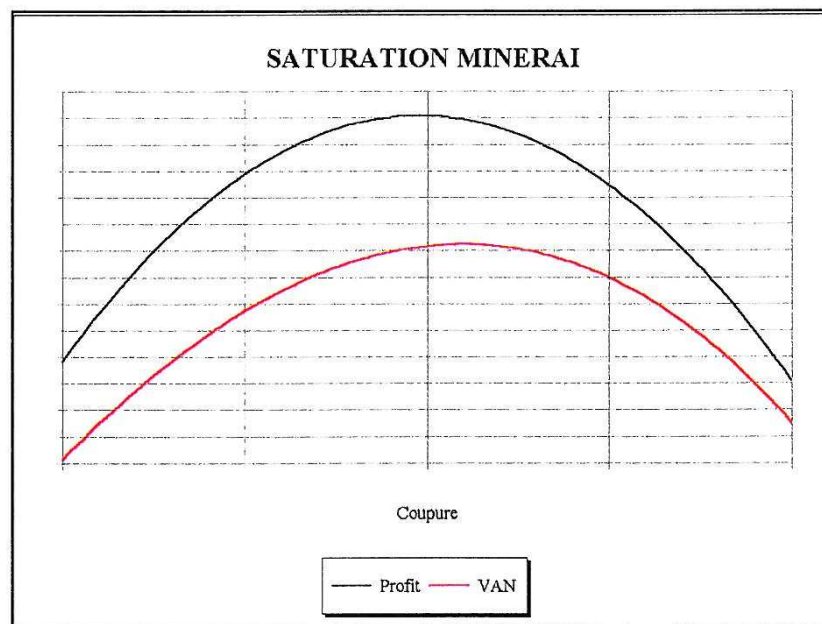


Figure II.48 : Impact de l'actualisation sur la somme des cash-flows.

II.III.3.2 Teneur de coupure optimale et actualisation

Le comportement de la VAN par rapport à la coupure étant similaire à celui du **Profit**, l'ensemble de la réflexion qui a été développée sur les positions relatives des différentes courbes de **Profit**, leurs points d'intersection, ... reste valable. Par rapport à une étude hors actualisation :

- les teneurs de coupure d'équilibre resteront inchangées ;
- les teneurs de coupure économiques des étapes **Minerai** et **Concentré** et **Résidus** auront augmenté ;
- la teneur de coupure économique de l'étape **Stérile** aura diminué ;
- la teneur de coupure économique de l'étape **Roche** sera inchangée.

Si nous revenons à l'exemple auquel nous nous sommes intéressés précédemment, la prise en compte d'un taux d'actualisation de 5% conduit aux teneurs de coupure économiques suivantes (rappelons que la teneur de coupure économique de l'étape **Roche** ne dépend pas de l'actualisation) :

- pour l'étape **Minerai** : $t_c^{\min} = 8,0\%$;
- pour l'étape **Concentré** : $t_c^{\text{conc}} = 6,2\%$;
- pour l'étape **Stérile** : $t_c^{\text{ster}} < 1\%$.

Avec un taux d'actualisation de 10%, les résultats auraient été les suivants :

- pour l'étape **Minerai** : $t_c^{\min} = 8,4\%$;
- pour l'étape **Concentré** : $t_c^{\text{conc}} = 6,4\%$;
- pour l'étape **Stérile** : $t_c^{\text{ster}} < 1\%$.

En pratique, pour un projet nouveau, la prise en compte de l'actualisation se traduirait, pour une capacité de l'étape **Minerai** donnée, par la recherche de capacités légèrement supérieures pour les autres étapes. Ces capacités seraient données par les équations II.73 dans lesquelles on introduirait la teneur de coupure économique avec actualisation de l'étape **Minerai**.

Par ailleurs, en conditions changeantes, la teneur de coupure optimale sera, en allant des valeurs du point élevées vers les valeurs du point plus faibles :

- soit la teneur de coupure économique de l'étape **Minerai**, dont la valeur dépend de l'actualisation ;
- soit la teneur de coupure d'équilibre entre les étapes **Minerai** et **Roche**, dont la valeur est strictement indépendante de la prise en compte de l'actualisation ;
- soit finalement la teneur de coupure économique de l'étape **Roche**, dont la valeur est également indépendante de la prise en compte de l'actualisation.

La figure II.49 illustre l'impact d'un taux d'actualisation de 10% sur la courbe d'évolution de la teneur de coupure optimale en fonction de la valeur du point v pour notre exemple.

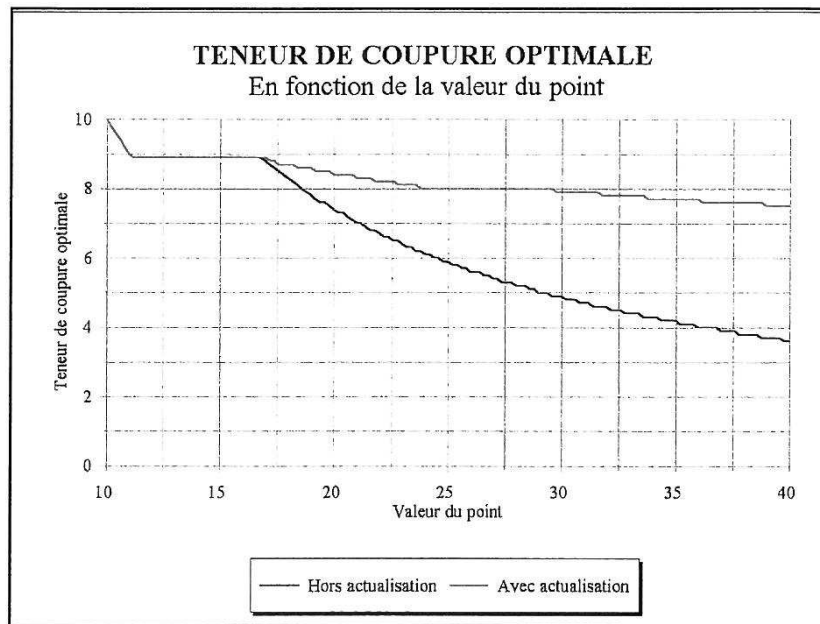


Figure II.49 : Impact de l'actualisation sur la relation entre la teneur de coupure optimale et la valeur du point.

II.III.3.3 Commentaires généraux en matière de prise en compte de l'actualisation

Les éléments présentés au paragraphe précédent montrent que l'actualisation peut avoir un effet non négligeable sur la valeur de la teneur de coupure optimale. Ceci étant, cet effet est strictement limité aux cas dans lesquels la teneur de coupure optimale est la teneur de coupure économique de l'étape **Minerai**, donc aux exploitations réellement favorables à la sélectivité, et encore, seulement dans une plage de variation limitée. Par ailleurs, et comme nous l'avons déjà signalé, cet effet va diminuer avec la durée de vie de l'exploitation pour devenir nul lors de la dernière année de production. C'est pour cette raison que nous avons admis précédemment qu'une prise en compte rigoureuse de l'actualisation dans le calcul de la teneur de coupure optimale n'était pas primordiale.

Néanmoins, une exploitation sur la base d'une stratégie de teneurs de coupure déterminée avec actualisation serait ici plus gênante qu'elle ne l'était dans le cadre d'une approche traditionnelle de la teneur de coupure.

En appliquant une sélection sur de grands volumes, on peut en effet espérer qu'une planification intelligente de l'exploitation permet de respecter "naturellement" une teneur de coupure décroissante dans le temps, simplement en travaillant sur l'ordre de prise des chantiers. Par ailleurs, rien n'interdit d'envisager une exploitation ultérieure de certains volumes que l'on a écartés aujourd'hui (c'est la notion de stock de chantiers préparés à laquelle nous avons déjà fait référence).

Sur de plus petits volumes, comme ceux que nous envisageons, on cherchera bien sûr à démarrer l'exploitation par les zones les plus riches et à aller vers des zones de plus en plus pauvres. Mais même au sein d'une zone riche, on trouvera des blocs qui seront de teneur inférieure à la teneur de coupure ; on sera immanquablement dans l'obligation de rejeter ces blocs, et cette décision sera irrémédiable (d'autant plus qu'on aura le souci de se débarrasser du bloc à moindre

frais, par exemple en le mélangeant au remblai). Il n'est pas rare que les exploitants ne souhaitent pas mettre en oeuvre ce type de stratégie de coupure et appliquent une teneur de coupure calculée hors actualisation.

PARTIE III

LES DIFFICULTES DE LA MISE EN OEUVRE

D'UNE EXPLOITATION SELECTIVE

Les développements présentés dans la partie précédente nous ont permis de proposer un modèle de détermination de la teneur de coupure optimale adapté à une mise en oeuvre sur un petit bloc de sélection et permettant par conséquent d'envisager une réactivité à court terme d'une exploitation soumise à des conditions changeantes.

Mais la détermination de la teneur de coupure optimale ne représente qu'une part du travail à effectuer pour mettre en oeuvre une exploitation sélective.

En effet :

- il faut d'abord pouvoir déterminer cette teneur de coupure. Pour cela, il faut disposer d'une estimation globale du gisement sous la forme des courbes tonnage et teneur moyenne du "minéral" en fonction de la coupure ;
- il faut ensuite se donner les moyens d'estimer localement les teneurs de chacun des blocs de sélection ;
- finalement, connaissant la répartition spatiale et l'inter-imbrication des blocs qui seront classés "minéral" et de ceux qui seront classés "stérile", il faudra être en mesure de gérer la planification à très court terme de l'exploitation de manière à s'assurer que l'on disposera, chaque jour, du nombre de blocs de "minéral" nécessaire à la production prévue.

Nous n'aborderons pas ces aspects dans le cas général. Le problème serait bien trop complexe et bien trop vaste. Nous nous contenterons d'illustrer ces aspects en nous appuyant sur des cas pratiques sur lesquels nous avons eu la possibilité de travailler.

CHAPITRE III.I
LES PROBLEMES D'ESTIMATION
GLOBALE DES GISEMENTS

Nous avons pu constater, dans les développements présentés en partie II de ce document, que nos raisonnements de sélectivité, en admettant un certain nombre de simplifications, pouvaient être réalisés à partir d'un volume d'information assez limité sur le corps minéralisé et plus précisément sur sa structure.

En fait, il nous suffit de connaître la distribution statistique des teneurs des blocs de sélection dans le corps minéralisé. A partir de cette information, nous pouvons facilement définir les réserves ainsi que leur teneur moyenne en fonction de la coupure. Mais si l'information nécessaire est faible en volume, elle n'en est pour autant pas d'un accès simple.

Dans un premier temps, nous allons insister sur le fait que la détermination de la distribution des teneurs doit à tout prix être faite sur le volume sur lequel se fera la sélection. A défaut, les résultats de l'exploitation risqueraient de n'avoir rien à voir avec les prévisions de l'étude de sélectivité.

Nous présenterons ensuite un exemple pratique de détermination des courbes caractéristiques d'un corps minéralisé, exemple réalisé dans le cadre de l'exploitation de la Compagnie Minière des Guemassa.

III.I.1 L'IMPORTANCE DES DONNEES A PARTIR DESQUELLES EST DEFINIE LA DISTRIBUTION DES TENEURS

Nous allons illustrer cet aspect à partir d'un exemple théorique. Nous reprenons ici le gisement auquel nous nous sommes déjà référés au premier chapitre de la deuxième partie pour illustrer l'importance du bloc de sélection. Rappelons que nous avons supposé que la répartition des teneurs pour un bloc de sélection de dimension donnée S respectait une loi de distribution normale, de moyenne 10% et d'écart type 2%. En admettant qu'il n'y avait pas de zonalité des teneurs, nous avons alors construit mathématiquement les courbes relatives à d'autres dimensions de supports. Il est bien évident que l'approche que nous proposons ici est un peu théorique. Néanmoins, nous pensons que les conclusions auxquelles nous aboutirons sur l'importance qu'il y a à bien respecter la dimension du bloc de sélection de l'exploitation future lors de l'établissement des courbes de tonnage de "minerai" et de teneur moyenne en fonction de la coupure sont parfaitement réelles et de première importance.

III.I.1.1 Importance de la dimension du support sur la distribution de teneurs

Nous avons vu au chapitre II.I que nous pouvions expliciter l'influence de la taille du bloc de sélection pS en faisant varier le facteur p . Ici, nous allons choisir deux extrêmes $p = 0.36$ et $p = 36$, donc avec un rapport de 100. Cette différence de dimension est réaliste et correspond à une latitude de choix réelle dans certaines exploitations. Elle devient faible si l'on songe à la différence de dimension entre les échantillons qui sont prélevés lors de la reconnaissance du corps minéralisé et les blocs de sélection sur lesquels on l'exploitera ultérieurement. Un échantillon classique, une carotte de sondage de diamètre 50 mm et de longueur 1 m par exemple, a un volume de 2 litres, soit 75000 fois moins que le volume du bloc de sélection utilisé à la mine de Guemassa !

Ainsi, si notre exemple sur-estime l'effet de la dimension du bloc de sélection sur la distribution des teneurs (par le fait, entre autre, qu'il ne tient compte d'aucune zonalité des teneurs), il sous-estime certainement l'erreur que l'on ferait en utilisant directement les échantillons pour construire des courbes à partir desquelles on étudierait une sélection dans l'exploitation. Nous pensons donc pouvoir admettre que dans l'ensemble les différences que nous pourrions mettre en évidence en comparant les résultats obtenus entre des blocs de sélection de dimension $0.36S$ et $36S$ sont globalement comparables (ou éventuellement inférieures) aux différences que l'on aurait en comparant des résultats acquis d'une part sur des blocs de sélection dont la dimension correspond à celle de l'échantillonnage et d'autre part sur des blocs de sélection réels de l'exploitation.

III.I.1.2 Importance de la dimension du support sur la liaison entre réserves et coupure

La figure III.1 donne, en fonction de la coupure, la différence entre le tonnage de "minerai" obtenu avec un bloc de dimension $36S$ et celui obtenu avec un bloc de sélection de dimension $0.36S$. Il apparaît que :

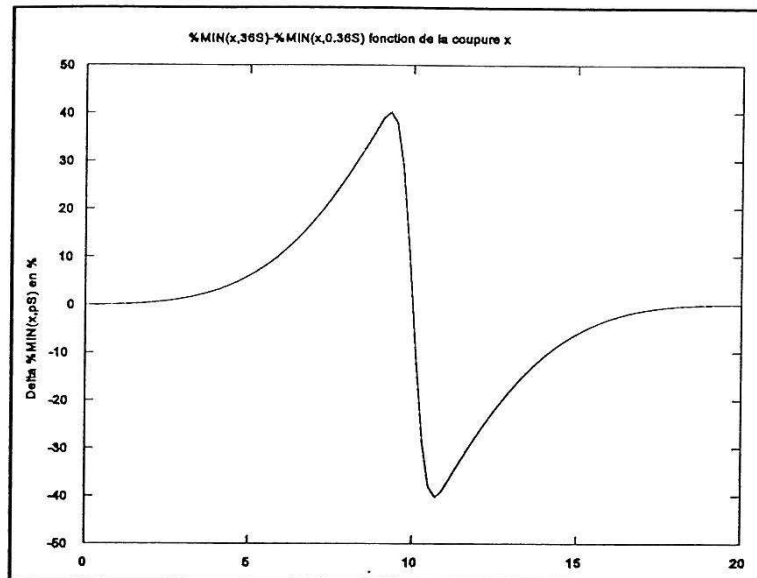


Figure III.1 : Différence entre le tonnage de "minerai" obtenu avec un bloc de sélection de dimension 36S et celui obtenu avec un bloc de dimension 0.36S en fonction de la coupure.

- la différence est relativement faible pour les faibles valeurs de la coupure. Ceci est dû au fait qu'il y a proportionnellement peu de blocs dans ces niveaux de teneurs, quel que soit la dimension du bloc de sélection. En d'autres termes, la différence est faible parce qu'il n'y a pas de sélection. Ce résultat est ici fortement lié à notre hypothèse de distribution initiale des teneurs. Si le nombre de blocs à faible teneur était plus élevée, la différence serait certainement plus forte ;
- la différence est également relativement faible pour les fortes valeurs de la coupure. Les raisons en sont les mêmes que précédemment, la distribution des teneurs dans notre corps minéralisé étant symétrique par rapport à la teneur moyenne. Néanmoins, cette situation ne peut pas correspondre à une réalité industrielle dans la mesure où pour les fortes valeurs de la coupure, le tonnage de "minerai" est très réduit et l'exploitation devient économiquement inenvisageable (sauf pour les très gros corps minéralisés dans lesquels les blocs de sélection à forte teneur seraient concentrés dans une même zone, mais dans ce cas il y aurait certainement lieu de redéfinir le corps minéralisé) ;
- cette différence est nulle à la teneur moyenne des ressources et faible lorsque la coupure est proche de cette teneur moyenne. Le premier résultat est un cas particulier lié au choix de la gaussienne pour modéliser la répartition des teneurs dans le gisement. En revanche, le fait que l'erreur soit faible pour des coupures proches de la teneur moyenne a un caractère plus général ; on le retrouve sur la figure III.7 relative à l'exploitation de Guemassa, qui est présentée en deuxième partie de ce chapitre ;
- finalement, la différence est importante pour les autres plages de teneur. Elle atteint pratiquement 40% des ressources dans notre exemple !

La figure III.1 illustre l'erreur d'estimation de tonnage que l'on commettrait en utilisant directement la courbe issue de l'échantillonnage :

- le tonnage de “minerai” serait systématiquement sous-estimé pour les coupures inférieures à la teneur moyenne des ressources ;
- il serait systématiquement sur-estimé pour les coupures supérieures à la teneur moyenne des ressources ;
- dans les deux cas, l'erreur pourrait atteindre 40% des ressources dans notre exemple, ce qui est tout à fait considérable.

Si le dernier point est strictement lié à notre exemple, les deux premiers ont un caractère tout à fait général. Le même phénomène est en effet visible sur la figure III.7.

Rappelons que les dépenses de l'exploitation sont directement proportionnelles au tonnage de “minerai” et que par conséquent les erreurs mises en évidence ici viendraient directement s'appliquer à l'estimation des dépenses dans le cas où l'on fonderait une étude de sélectivité sur des résultats bruts de l'échantillonnage. Rappelons aussi que la sélectivité telle que nous l'envisageons ne peut être rentable que si la teneur de coupure à mettre en oeuvre n'est pas trop forte. Nous nous retrouverons donc systématiquement dans le cas où l'utilisation directe de la courbe issue de l'échantillonnage nous conduirait à sous-estimer le tonnage de “minerai” associé à une coupure donnée, donc à sous-estimer les dépenses de l'exploitation.

III.I.1.4 Importance de la dimension du support sur la liaison entre tonnage de métal et coupure

La figure III.2 représente la différence entre le tonnage de métal obtenu sur la base du bloc de sélection 36S et celui obtenu sur la base du bloc de sélection 0.36S. Elle montre que si l'étude de sélectivité s'appuie sur des courbes directement déduites de l'échantillonnage, alors :

- le tonnage de métal sera sous-estimé pour des coupures inférieures à la teneur moyenne des ressources. Cette sous-estimation conduira à sous-estimer les recettes futures de l'exploitation ;
- le tonnage de métal sera sur-estimé pour des coupures supérieures à la teneur moyenne des ressources. Cette sur-estimation peut atteindre des valeurs très fortes et conduire à des prévisions totalement déraisonnables de recettes de l'exploitation.

Nous pouvons maintenant faire le bilan des erreurs qui seraient liées au fait d'appuyer une étude de sélectivité directement sur les données issues de l'échantillonnage :

- pour des coupures inférieures à la teneur moyenne des ressources, on a simultanément sous-estimation des recettes (par l'erreur sur le métal) et sous-estimation des dépenses (par l'erreur sur le “minerai”). Les deux pourront alors éventuellement s'annuler ;
- pour des coupures supérieures à la teneur moyenne des ressources, on a une sur-estimation à la fois des recettes et des dépenses. Encore une fois, les erreurs peuvent se contre-balancer.

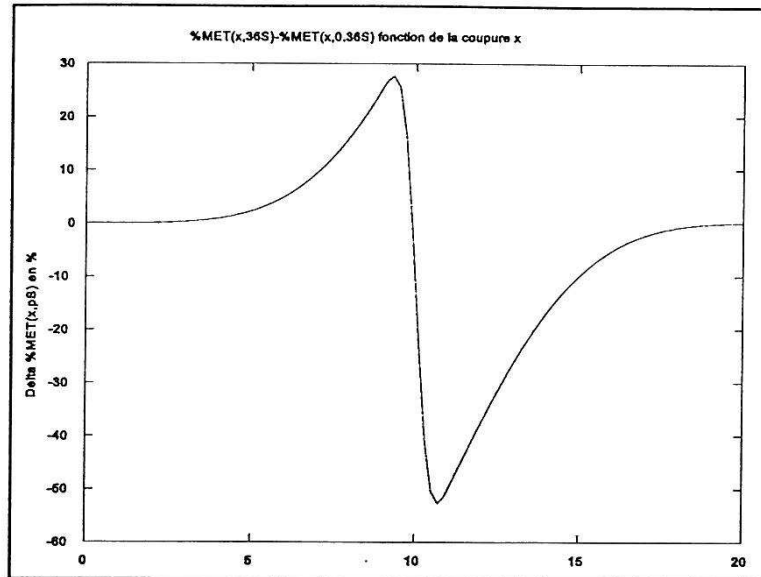


Figure III.2 : Différence entre le tonnage de métal obtenu avec un bloc de sélection de dimension 10S et celui obtenu avec un bloc de dimension S/10 en fonction de la coupure.

III.I.1.3 Importance de la dimension du support sur la liaison entre teneur moyenne et coupure

Nous avons vu au premier chapitre de la deuxième partie que plus le bloc de sélection était petit, plus la teneur moyenne associée à une coupure donnée était élevée. En d'autres termes, l'utilisation de courbes construites à partir de l'échantillonnage pour une étude de sélectivité conduirait à une sur-estimation systématique de la teneur moyenne, quel que soit le niveau de coupure envisagé.

Cette surestimation est illustrée par la figure III.3, qui représente $\frac{t_m^{36S}(x) - t_m^{0.36S}(x)}{t_m^{36S}(x)}$.

Elle atteint 22% dans notre exemple. Cette erreur joue bien sûr sur l'estimation des recettes réalisées dans le cadre de l'étude de sélectivité. Ces recettes sont en effet proportionnelles au produit de la teneur moyenne par le tonnage de "minerai". Or, pour résumer, nous avons :

- sur-estimation systématique de la teneur moyenne ;
- sous-estimation du tonnage de "minerai" pour les valeurs de la coupure inférieures à la teneur moyenne ;
- sur-estimation du tonnage de "minerai" pour les valeurs de la coupure supérieures à la teneur moyenne.

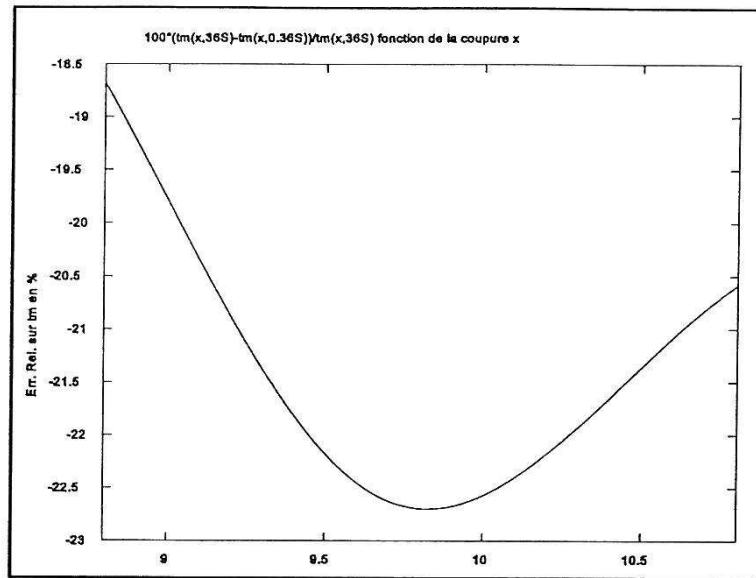


Figure III.3 : Erreur d'estimation de la teneur moyenne lorsque l'on utilise la distribution des teneurs relative à un bloc de dimension 0.36S au lieu de celle relative à un bloc de dimension 36S.

En conséquence, pour des coupures supérieures à la teneur moyenne des ressources, où on aurait sur-estimation à la fois de la marge par tonne et du tonnage, l'erreur sur les prévisions de résultats économiques serait sans aucun doute très forte. Il est heureusement assez peu probable qu'une exploitation se trouve dans la situation d'avoir à appliquer au stade du projet une teneur de coupure supérieure à la teneur moyenne des ressources, mais cette situation pourrait se produire ponctuellement du fait de conditions économiques particulièrement défavorables.

Pour des coupures inférieures à la teneur moyenne des ressources, les deux erreurs vont effectivement en sens contraire et peuvent limiter l'erreur sur la prévision économique. Ceci étant, les deux erreurs n'ont aucune raison de s'annuler, l'erreur globale est aggravée par la prise en compte de l'actualisation, elle sera forcément importante sur le résultat annuel (puisque seule la teneur intervient ici), ... et il est donc bien évident que l'exploitant n'a aucun intérêt à construire la distribution des teneurs à partir des résultats de l'échantillonnage, mais qu'il doit bien prendre soin de la construire sur la base du bloc de sélection qui sera utilisé dans l'exploitation.

Voyons maintenant comment l'exploitant peut accéder à cette donnée.

III.1.2 EXEMPLE DE DETERMINATION DE LA DISTRIBUTION DES TENEURS DANS LE CORPS MINERALISE

Nous allons tout d'abord donner rapidement quelques aspects théoriques généraux sur les techniques envisageables pour la détermination de la distribution des teneurs dans le gisement pour un bloc de sélection de dimension donnée. Nous verrons que l'éventail de choix est très limité.

Nous passerons ensuite à la présentation d'un cas concret, sur l'exemple de la mine de Guemassa au Maroc. Dans la mesure où cette même exploitation servira d'illustration au chapitre III.III, nous prendrons le temps de présenter le corps minéralisé ainsi que les méthodes et les infrastructures qui ont été retenues pour son exploitation.

III.I.2.1 Quelques aspects théoriques généraux

III.I.2.1.1 Les informations initiales

Au moment où une étude de sélectivité peut être entreprise, l'exploitant aura déjà conduit une reconnaissance générale de son corps minéralisé. Cette reconnaissance aura été assez poussée pour qu'il puisse disposer d'un volume d'information suffisant pour pouvoir prendre une décision d'investissement (ou éventuellement la rejeter). Pour réaliser l'étude de sélectivité, on dispose donc au minimum des informations recueillies lors de la reconnaissance géologique et de la confirmation du corps minéralisé.

Nous avons rapidement décrit, dans la première partie de ce document, les étapes de la prospection d'un corps minéralisé. Il est bien évident que seule la dernière d'entre elles, la reconnaissance par sondages et éventuellement par travaux miniers, fournit une information utilisable pour déterminer la distribution des teneurs. Cette information comprend généralement :

- avant tout des résultats de sondages carottés ou destructifs. Le mineur donne généralement la préférence aux sondages carottés, plus fiables. Ceci étant, le développement de nouvelles techniques de sondages destructifs, notamment la circulation inverse qui permet d'éviter la pollution des débris de foration lors de leur remontée dans le trou, tend à faire évoluer la situation. Par ailleurs, la part de sondages carottés ou destructifs dépend aussi du type de gisement : on utilise beaucoup plus de sondages destructifs dans la prospection de gisements d'or de type gros tonnage et faible teneur que dans d'autres prospections. Quoi qu'il en soit, ces sondages sont analysés, lorsque cela est possible, mètre par mètre, voir de manière encore plus fine. Les échantillons qu'ils fournissent correspondent donc en général à un bloc de forme cylindrique, de diamètre compris entre 20 et 100 mm et de longueur 1 m. Il s'agit donc d'échantillons très petits et dont la dimension peut souvent être variable (un même sondage carotté peut comprendre plusieurs parties de diamètres différents) ;
- éventuellement de résultats d'autres formes de reconnaissance :
 - on pourra avant tout penser à des reconnaissances par tranchées pour des mines à ciel ouvert. Ces tranchées permettent alors au géologue de visualiser la minéralisation, de se faire une idée de sa continuité, ... Elles lui permettent aussi de prélever des échantillons de type rainure (les différents modes d'échantillonnage sont précisés au chapitre suivant) ;
 - on pourra également aux penser aux travaux souterrains dans le cas de corps minéralisés non affleurant. Ces travaux doivent eux aussi permettre de confirmer le modèle géologique qui a été envisagé suite à la reconnaissance par sondages. Ils fourniront également d'autres résultats à partir de l'échantillonnage mis en oeuvre dans les galeries, éventuellement

même à partir de l'évaluation précise des teneurs des volées qui auront été abattues.

Dans certains cas, comme l'exemple que nous détaillerons ultérieurement, on dispose déjà de l'accès à la minéralisation au moment où l'étude de sélectivité est entreprise. Il est donc possible de procéder à des prélèvements d'échantillons supplémentaires par rapport à ceux disponibles initialement. Quoi qu'il en soit, ces échantillons seront toujours de dimensions très limitées.

L'information dont dispose le mineur est donc avant tout une information obtenue sur la base de très petits volumes. Comme nous l'avons vu en première partie de ce chapitre, cette information n'est pas exploitable telle quelle ; il faut passer de ce tout petit support au support sur lequel se fera la sélection. Deux solutions se présentent.

III.I.2.1.2 Détermination de la distribution des teneurs par estimation individuelle des blocs

La première possibilité, a priori la plus simple, consiste à estimer chacun des blocs de sélection à partir de l'information disponible et à en déduire les courbes caractéristiques du corps minéralisé.

Les techniques envisageables pour estimer localement un bloc de sélection sont présentées au chapitre suivant. Elles nous permettent d'affirmer que cette solution n'est absolument pas réaliste pour nous. Elle s'avère en effet inapplicable pour de petits blocs de sélection, dans la mesure où l'information disponible est beaucoup trop limitée. Elle ne serait envisageable que pour des blocs de sélection très gros, mais nous avons vu au premier chapitre de la deuxième partie qu'un bloc de sélection de grande dimension n'était pas compatible avec une exploitation sélective.

III.I.2.1.3 Détermination de la distribution des teneurs par changement de support

La géostatistique, lorsqu'elle s'applique c'est à dire lorsque les variogrammes expérimentaux correspondent assez bien à la théorie et que le calage d'un variogramme théorique n'introduit pas d'emblée une erreur très importante, permet de réaliser une opération dite de *changement de support*.

Cette opération est utilisée dans un premier temps pour régulariser les échantillons de telle sorte que les informations issues des différents types d'échantillons puissent être mélangés. Un traitement statistique de l'information permet alors de déterminer la distribution des teneurs dans le corps minéralisé, sur la base d'échantillons régularisés. Cette distribution subira ensuite une transformation (appelée anamorphose gaussienne), fonction des caractéristiques géométriques du bloc de sélection auquel elle doit correspondre. De cette nouvelle distribution des teneurs seront déduites les courbes caractéristique du corps minéralisé.

Cette technique est certainement la plus adaptée à notre problème. Elle est malheureusement d'une mise en oeuvre assez complexe et nécessite de faire appel aux

services d'un consultant en géostatistique, sauf à admettre des hypothèses simplificatrices sur la distribution des teneurs de la population initiale (en admettant que les échantillons initiaux présentent une distribution de teneur de type lognormale par exemple, l'opération est relativement simple). Ceci étant, les cas d'application d'une telle hypothèse sont évidemment limités.

III.I.2.2 Présentation de la mine de Guemassa

III.I.2.2.1 Historique

Le gisement de Guemassa a été découvert en 1984 par le Bureau de Recherche et de Participations Minières par un sondage réalisé sur une anomalie électro-magnétique qui avait été mise en évidence lors d'une campagne aéroportée antérieure. De 1984 à 1988, une campagne de sondages ainsi que quelques travaux souterrains ont permis de confirmer l'existence d'un gisement économique, et de donner une première estimation des réserves.

En février 1988, l'ONA, première entreprise privée du Maroc, a racheté le gisement et créé la CMG, dont le premier objectif était de poursuivre les investigations géologiques et de réaliser l'étude de faisabilité de l'exploitation. Rapidement menés, les travaux ont permis d'arrêter la décision d'investissement en novembre 1989.

Dès lors, la CMG s'est attachée à la réalisation du projet tout en conduisant une exploitation pilote qui a permis d'une part de confirmer les choix techniques de l'étude de faisabilité et d'autre part d'autofinancer partiellement le projet. Le démarrage à pleine capacité (2400 tonnes de minerai par jour) a eu lieu en décembre 1992, soit huit ans après le premier sondage positif et trois ans après la décision d'investissement, ce qui représente une performance tout à fait remarquable pour un gisement de cette importance. La production annuelle initiale de l'ordre de 75000 tonnes de zinc métal faisait de la CMG le deuxième producteur de zinc d'Europe et du bassin méditerranéen. Cette production s'est depuis sensiblement accrue.

L'investissement initial s'est élevé à 850 MDh⁴⁹, dont 80% ont été dépensés sur le marché local. Les emprunts ont été limités à 330 MDh, le complément de l'investissement provenant de fonds propres.

III.I.2.2.2 Géologie

Le corps minéralisé de Guemassa se présente sous la forme d'un amas de sulfures massifs, à gangue pyrite ou pyrrhotine enrichie en blende, galène et chalcopryrite. Sur la base d'une coupure à 4% zinc, les réserves étaient estimées à 12 Mt titrant 10.5% Zn, 3% Pb, 0.7% Cu et 70 g/t Ag. De type volcano-sédimentaire, la minéralisation se développe dans l'horizon viséen, sous une couverture de 120 m de terrains d'âge mio-pliocène. L'amas, très massif, présente un pendage de l'ordre de 55 à 60° vers le nord-est et son extension est connue jusqu'à 400 m de profondeur. La puissance moyenne horizontale est de 80 m, l'extension horizontale perpendiculairement à la puissance pouvant aller jusqu'à 300 m.

⁴⁹ MDh : millions de dirhams marocains; 1 Dh = 0.6 FF

Les limites du corps minéralisé sont très claires, même pour des non initiés : on passe en général brutalement des sulfures massifs aux schistes. Mais à l'intérieur du corps minéralisé, les teneurs sont assez variables : on peut passer de zones à moins de % de zinc à des zones à plus de 15% de zinc en l'espace d'une dizaine de mètres, voire moins. Du fait de ces caractéristiques, l'idée de mettre en oeuvre une sélection à l'intérieur du corps minéralisé s'est imposée tout naturellement.

III.1.2.2.3 Infrastructures

L'accès au gisement est assuré par un puits de 3,2 m de diamètre et d'une profondeur de 480 m, ainsi que par une descenderie prolongée par une rampe d'exploitation en forme de spirale, d'une pente de 15% et d'une section de 20 m². Le puits assure l'accès du personnel en début et fin de poste, ainsi que l'extraction du minerai et du stérile. La descenderie permet l'accès des engins d'exploitation, et les déplacements des personnels non postés.

Tous les 20 m verticalement, une galerie (dite galerie d'attaque) est tracée parallèlement au contact côté mur de la minéralisation, à environ 70 m de ce dernier. Deux cheminées de jet, accessibles à partir de chaque galerie d'attaque, permettent d'acheminer le minerai et le stérile au niveau de base (à 420 m de profondeur), où est situé le concasseur primaire ainsi que la station de pompage des eaux d'exhaure. Une coupe verticale schématique de la mine est présentée en figure III.4. Elle donne une assez bonne illustration de l'infrastructure d'exploitation.

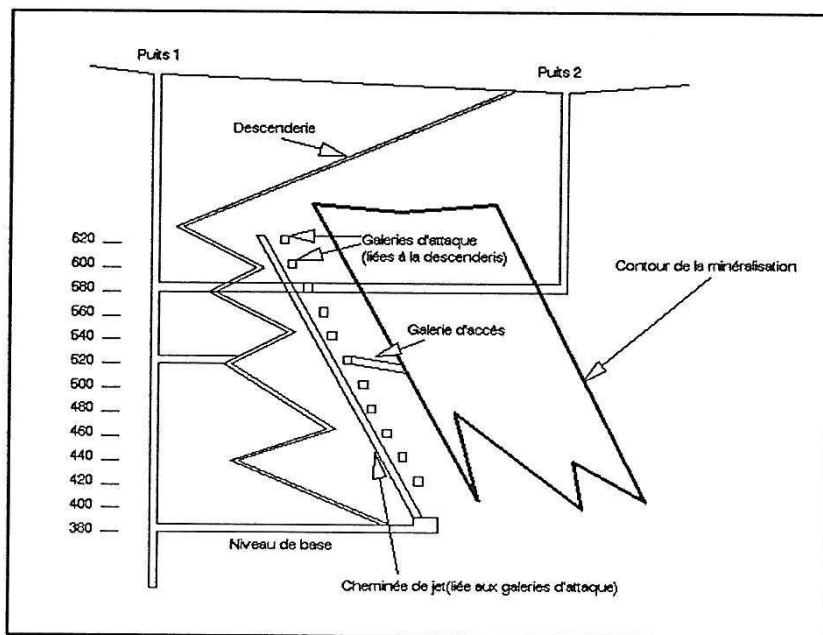


Figure III.4 : Coupe verticale schématique de la mine de Guemassa.

En surface, une station de concassage-criblage et une centrale à béton préparent le remblai cimenté. Ce remblai pâteux est acheminé vers les chambres en exploitation à l'aide d'une pompe à béton, également située en surface.

III.1.2.2.4 Le schéma d'exploitation

Pour l'organisation de l'exploitation, l'amas a été divisé verticalement en trois étages de 40, 60 et 120 m de hauteur desservis à leur base par les niveaux 400, 520 et 580 (la surface est à la cote 815). Chacun de ces étages est lui-même divisé horizontalement en une vingtaine de chantiers de 10 m de largeur chacun et orientés perpendiculairement à l'extension principale de la minéralisation. Les dimensions globales d'un chantier sont donc : une largeur de 10 m, une hauteur égale à celle de l'étage et une longueur égale à la puissance horizontale locale de la minéralisation. L'exploitation concerne dans un premier temps un chantier sur deux. Ces chantiers, dits primaires, sont exploités de la base vers le sommet de leur étage par une méthode de tranches montantes, remblayées avec un remblai cimenté. Le minerai laissé entre les piliers de remblai cimenté sera repris par la suite soit par la même méthode d'exploitation (à ceci près que le remblai ne sera plus cimenté) soit par une méthode montante remblayée de sous-niveaux abattus (la principale différence avec la méthode précédente réside dans le fait que les tranches ont alors une hauteur de 10 m et sont abattues par des trous verticaux et non horizontaux).

La figure III.5 donne une vue schématique du découpage horizontal de la mine.

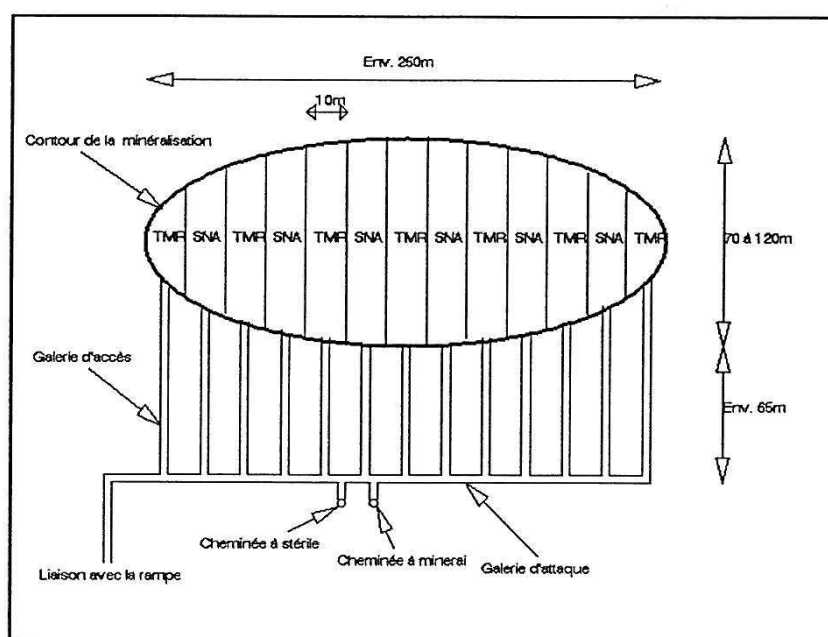


Figure III.5 : Coupe horizontale schématique de la mine de Guemassa.

Dans la méthode des tranches montantes remblayées, chaque chantier est divisé verticalement en tranches de 4,5 m de hauteur. Chaque tranche est elle-même divisée en blocs de 10 m de largeur, 3,2 m de profondeur et 4,5 m de hauteur. Ces blocs constituent l'entité élémentaire de production, donc de sélection. L'accès à un chantier est initialement fourni par une galerie d'accès pentée à -15% réalisée à partir de la galerie d'attaque de base de l'étage. Cet accès est découronné après l'exploitation de chaque tranche, jusqu'à présenter une pente de +15%. Pour la tranche suivante, le même processus reprend à partir de la galerie d'attaque supérieure.

La production dans les chantiers exploités en tranches montantes remblayées peut être décrite par la répétition du cycle d'exploitation d'une tranche. Ce cycle comporte la prise des blocs constituant la tranche (une trentaine en moyenne), le remblayage du chantier, le séchage du remblai, et le découronnement de la galerie d'accès. La prise d'un bloc est elle-même constituée de la foration, du chargement en explosif, du tir, du déblayage vers la cheminée de jet et de la purge du front.

Lors de la foration d'un bloc, l'engin de foration réalise également des sondages dans la tranche supérieure, à la maille de 2 m x 2 m, sur une profondeur de 3 m. Les débris de foration sont récupérés et analysés. Ils fournissent les données pour une estimation par krigeage géostatistique des teneurs des blocs de la tranche supérieure. Grâce à ces estimations, il est possible de déterminer, a priori, si une volée est de type "minéral" ou de type "stérile".

III.I.2.3 Détermination des courbes caractéristiques du corps minéralisé dans le cas de la mine de Guemassa

L'étude de sélectivité a été entreprise, dans le cas de la mine de Guemassa, pendant la phase de construction de la mine. A ce stade, des travaux souterrains étaient déjà en cours et les premiers chantiers étaient en cours de préparation. Cette préparation était assez progressive : elle débutait par le traçage d'une galerie de 4 m de largeur environ, centrée sur l'axe de la première tranche du futur chantier ; cette galerie était ensuite boulonnée ; finalement, elle était élargie à la largeur totale du chantier.

Lors de la réalisation de ces opérations sur le deuxième chantier en préparation, chacune des 43 volées de la réalisation de la galerie initiale a été échantillonnée par collecte des débris de foration de 29 des trous de tir (sur un total de 37 trous par volée). Par la suite, des sondages destructifs courts (de longueur 2,4 m) ont été réalisés à intervalle de 3 m dans les deux parements de cette galerie. Finalement, les trous de boulonnage de la galerie, réalisés à maille régulière de 2 m par 2 m, ont également été échantillonnés.

Près de 1500 échantillons ont ainsi été collectés pour mener une première étude géostatistique. Cette population a été complétée ultérieurement par des échantillons obtenus à partir des débris de foration des trous de boulonnage réalisés sur quatre autres tranches de quatre chantiers différents, soit environ 1100 échantillons supplémentaires.

L'analyse de l'ensemble de ces données a permis d'établir les variogrammes horizontaux suivant deux directions : dans l'axe des chantiers et perpendiculairement à leur axe. Ces variogrammes présentent un comportement tout à fait satisfaisant (en particulier celui réalisé dans l'axe du chantier, le plus important des deux dans notre cas) sur lesquels il a été possible d'ajuster précisément des variogrammes théoriques, comme on peut le constater sur la figure III.6.

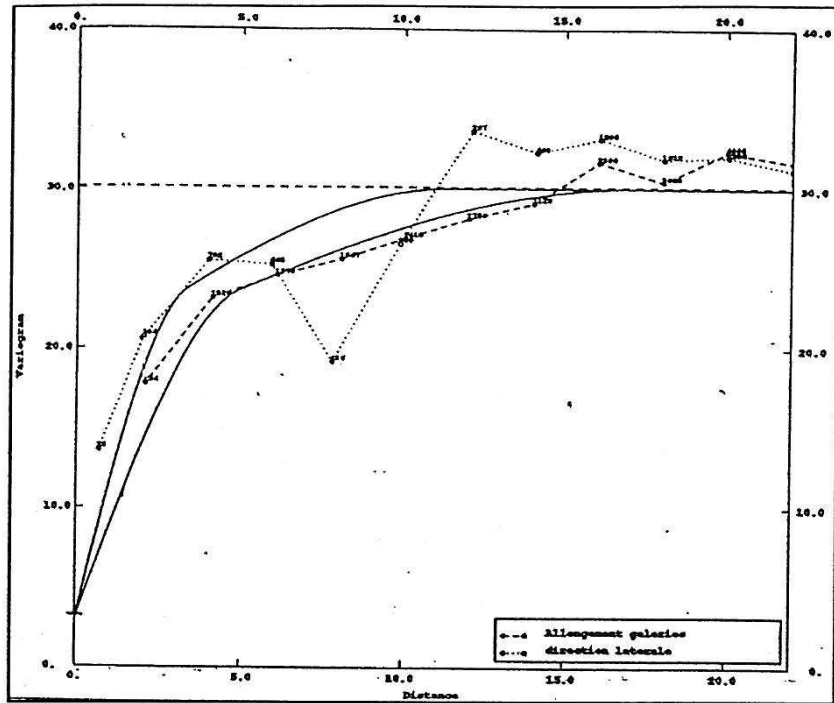


Figure III.6 : Variogrammes expérimentaux et théoriques des teneurs zinc pour la mine de Guemassa.

Le découpage du gisement et la méthode d'exploitation future étaient bien évidemment déjà définis quand cette étude a été réalisée. La méthode des tranches montantes remblayées ne laissait que peu de souplesse sur le choix du bloc de sélection : la hauteur de la tranche était fixée par les équipements qui avaient été retenus ; la profondeur de chaque tir était elle aussi imposée par cet équipement ; la largeur de la volée élémentaire de production serait égale à la largeur du chantier (10 m). Une variante a néanmoins été envisagée en admettant que le chantier pourrait être exploité en deux étapes dans le sens de la largeur, donc avec un bloc de sélection de 5 m de largeur.

L'opération de changement de support a donc été réalisée sur la base du variogramme théorique pour des blocs de sélection de dimension 10 m par 4.5 m par 3.2 m d'une part, et des blocs de dimension 5 m par 4,5 m par 3,2 m d'autre part. Elle a permis d'aboutir aux résultats présentés dans les figures III.7, III.8 et III.9, à savoir :

- la relation entre le tonnage de "minerai" et la coupure pour les échantillons et pour chacune des deux dimensions de bloc de sélection pour ce qui est de la figure III.7 ;
- la relation entre le tonnage de métal et la coupure pour les échantillons et pour chacune des deux dimensions de bloc de sélection pour ce qui est de la figure III.8 ;
- la relation entre la teneur moyenne du "minerai" et la coupure, pour les échantillons et pour chacune des deux dimensions de bloc de sélection pour ce qui est de la figure III.9.

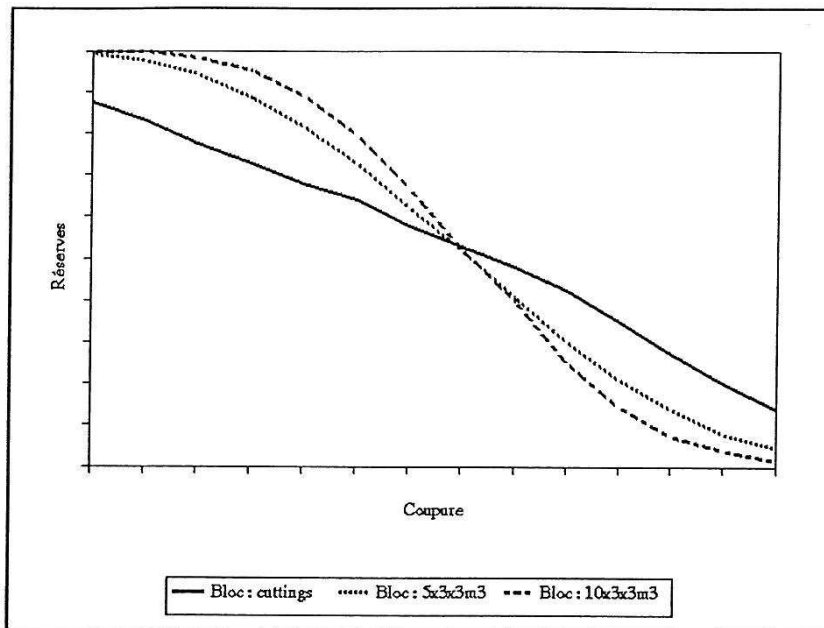


Figure III.7 : Evolution du tonnage de "minerai" en fonction de la coupure pour différents supports dans le cas de la mine de Guemassa.

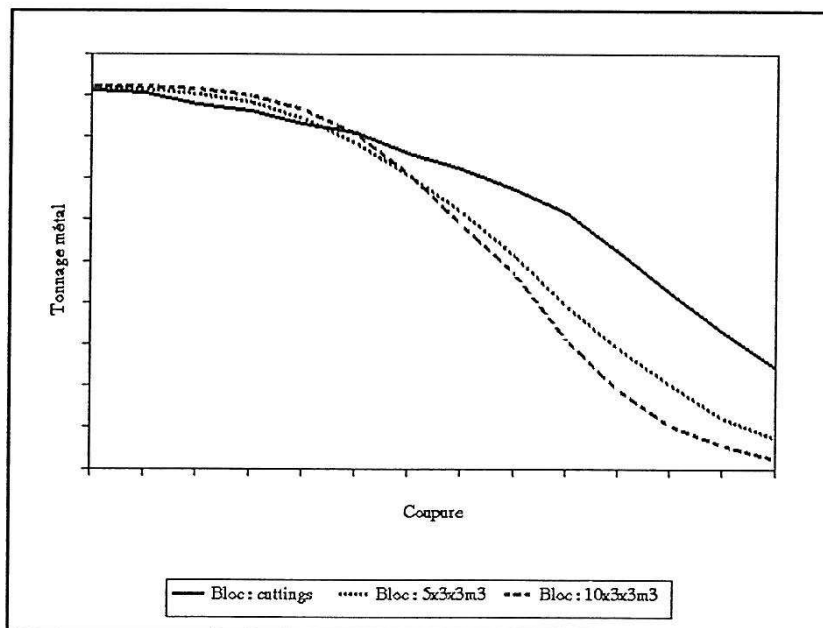


Figure III.8 : Evolution du tonnage de métal en fonction de la coupure pour différents supports dans le cas de la mine de Guemassa.

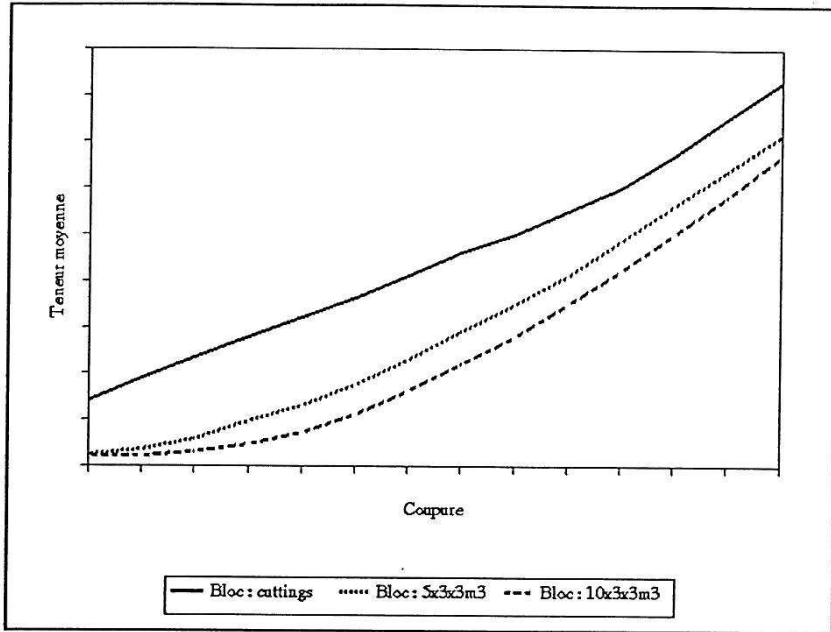


Figure III.9 : Evolution de la teneur moyenne en fonction de la coupure pour différents supports à la mine de Guemassa.

CHAPITRE III.II
LES PROBLEMES D'ESTIMATION
GEOLOGIQUE LOCALE

Nous nous sommes jusqu'à présent surtout penché sur le problème de la détermination de la teneur de coupure à retenir pour une exploitation donnée : dans la deuxième partie de ce document nous avons vu quels modèles étaient les plus adaptés au calcul de la teneur de coupure dès lors que l'on disposait d'une information sur la structure de la minéralisation, et dans le chapitre précédent nous avons vu comment nous pouvions accéder à cette information et quelles précautions il convenait de prendre dans cette opération.

Il nous reste maintenant à nous intéresser aux problèmes de mise en oeuvre à proprement parler. Nous commençons ici avec le problème de la détermination locale des teneurs des blocs de sélection : sans estimation locale des teneurs, aucune sélectivité n'est possible.

L'estimation locale passe par deux étapes qui font l'objet des deux premières parties de ce chapitre : l'échantillonnage et l'estimation (c'est à dire la détermination de la teneur d'un bloc à partir de celle des échantillons).

Nous verrons ultérieurement que la précision de l'estimation locale des teneurs est primordiale pour une exploitation sélective et qu'il est indispensable de tester sa qualité.

L'ensemble de nos présentations sera illustré par un exemple relatif à une mine de cuivre. En dernière partie de ce chapitre, nous indiquerons rapidement quelles avaient été les conclusions de l'étude de sélectivité sur ce gisement.

III.II.1 LE MODE D'ÉCHANTILLONNAGE

Dès que l'on parle d'estimation de la teneur d'un certain tonnage de roche minéralisée ou de concentré, on pense immédiatement à la technique de l'échantillonnage. Les travaux de Pierre Gy sont la référence en la matière. En effet, P. Gy a commencé à publier sur la question de l'échantillonnage en 1953, en abordant principalement le problème de l'erreur fondamentale de l'échantillonnage. Par la suite, il a établi une théorie de l'échantillonnage des matières morcelées, prenant en compte toutes les composantes de l'erreur totale d'échantillonnage. C'est à cette théorie qu'on se réfère actuellement de façon très générale⁵⁰.

J.A Casalis⁵¹ propose pour l'échantillonnage la définition suivante : "L'échantillonnage est le processus (l'art, la science) qui consiste à représenter un lot de minerai par une fraction de celui-ci, fraction souvent de masse très petite, sur laquelle seront effectuées -par procuration- des déterminations de qualité."

Cette définition traduit très bien les éléments majeurs. Dans notre cas, on cherche à estimer la teneur d'un bloc de sélection pour décider de le classer "minerai" ou "stérile". D'un point de vue pratique, il est impossible d'analyser la totalité du bloc de sélection, et des raisons de coûts conduisent à chercher à limiter autant que possible la taille de la portion du bloc qui sera analysée. Il est toutefois évident que dès lors que l'on estime un tonnage donné par une de ses fractions, qui plus est de faible importance, on introduit une imprécision dans la teneur affectée au tonnage. **Un échantillonnage sera donc jugé par son aptitude à réduire cette imprécision et par son coût.** On cherchera un compromis entre ces deux critères.

La théorie de l'échantillonnage développée par Pierre Gy permet de proposer des plans d'échantillonnage, c'est à dire des successions de réductions granulométriques et de réductions de masse, qui permettent de passer d'un état initial donné (masse, granulométrie) à un échantillon de quelques grammes qui pourra être mis en solution et analysé suivant des procédés classiques (fluorescence X, absorption atomique, ...). L'erreur réalisée à chaque étape de réduction de masse dépendra bien sûr de la proportion de cette réduction, mais aussi, et très fortement, de la granulométrie du matériau : plus la dimension des grains sera proche de la maille de libération, plus cette erreur sera faible. Par ailleurs, la théorie de l'échantillonnage de Pierre Gy montre aussi que seuls les lots de dimension inférieure ou égale à un peuvent être estimés avec précision (flux sur un convoyeur à bande ou encore pulpe dans une conduite). Finalement, la théorie suppose que l'échantillonnage soit **correct**, c'est à dire que tous les éléments constitutifs du lot à échantillonner ont une égale probabilité de prélèvement, et que tous les éléments extérieurs au lot ont une probabilité de prélèvement nulle.

En conséquence, la théorie de l'échantillonnage ne peut être utilisée pour l'estimation complète de la teneur d'un bloc de sélection. Si elle est couramment utilisée dans les exploitations minières après le broyage (donc après la libération du minéral sur un flux à une dimension) pour contrôler le fonctionnement de l'usine de traitement et en déterminer les principaux paramètres, son utilisation dans la partie exploitation proprement dite se limite à la détermination de la teneur des échantillons prélevés pour estimer le bloc de sélection. Elle permet au mineur d'accéder à ces

⁵⁰ Pierre Gy, Hétérogénéité, échantillonnage, homogénéisation, Edition Masson, Paris 1988.

⁵¹ L'échantillonnage des minerais et concentrés, document de cours Cespromin, Décembre 1991.

teneurs en ayant une idée des erreurs introduites. Par la suite, le mineur devra utiliser d'autres techniques pour estimer la teneur du bloc de sélection à partir des teneurs des échantillons.

III.II.1.1 Le prélèvement des échantillons

Différentes techniques de prise d'échantillons sont envisageables. Nous ne les détaillerons pas toutes, mais nous pouvons tout de même rappeler les principales d'entre elles :

- **La prise de lots au marteau.** C'est une des techniques les plus anciennes. On laisse au géologue le soin de prélever des lots qui lui semblent pouvoir être représentatifs du bloc à estimer. Il fera ses choix en fonction de sa connaissance de la géologie de la zone dans laquelle se trouve le bloc à estimer, et en fonction des faciès de minerai. Dans les cas où il y a une liaison entre le faciès et la teneur, le géologue cherchera par exemple à mélanger des prélèvements dans différents faciès et à constituer son lot en essayant de respecter les proportions de chaque faciès dans le bloc à estimer. Cette technique est encore couramment utilisée dans les gisements d'or ou d'argent. En effet, ce type de métaux présente un effet de pépite très important et le lieu de la prise de l'échantillon est donc important. Dans ces conditions, il apparaît souvent préférable de laisser la priorité à l'oeil du géologue plutôt que d'imposer une géométrie constante de prise des échantillons. En dehors du cas des métaux précieux, c'est toutefois cette deuxième solution qui aura la préférence ;
- **Le rainurage.** Le rainurage consiste à faire une saignée sur les faces du bloc de sélection qui sont accessibles, soit à une position pré-définie sur la face, soit encore en choisissant la ligne qui paraît la plus représentative à l'opérateur qui supervise l'échantillonnage. Cette technique est très fréquemment utilisée dans des exploitations par tranches montantes remblayées de filons peu puissants. En réalisant des rainures à la couronne de la tranche en cours d'exploitation, on obtient une idée de la prochaine tranche à exploiter. Toutefois, elle est très délicate à mettre en oeuvre. L'utilisation du marteau piqueur en couronne n'étant pas des plus aisée (et pas forcément conseillée du point de vue de la sécurité du travail), le rainurage est très souvent réalisé au marteau et au burin. Lorsque le terrain est dur, le travail est particulièrement pénible et les échantillons prélevés sont souvent très loin de correspondre à l'échantillon théorique :
 - la masse globale prélevée est souvent nettement inférieure à la masse théorique. La saignée est alors au minimum soit moins large, soit moins profonde que prévu ;
 - la masse est souvent prélevée de manière irrégulière : les zones plus tendres, faciles à échantillonner, sont souvent sur-représentées dans l'échantillon, alors que les zones plus dures sont sous-représentées. Pour peu qu'il y ait une liaison entre dureté de la roche et teneur en métal, on comprend aisément que l'échantillon sera loin d'être représentatif de la saignée ;
 - finalement, et c'est aussi le cas dans les terrains durs, les éclats prélevés au marteau et au burin peuvent tomber assez loin du lieu de prélèvement et il n'est pas évident qu'ils soient faciles à retrouver ou pire encore à distinguer des matériaux utilisés pour le remblayage.

Cette technique du rainurage est utilisée dans la mine de cobalt de Bou Azzer, où l'on exploite par tranches montantes remblayées des filons dont la puissance varie de quelques dizaines de centimètres à environ trois mètres. Nous avons pu nous pencher sur l'échantillonnage dans cette mine à l'occasion du travail d'option qui a été réalisé par

Christian Laffont⁵². Les critiques formulées ci-dessus ont été très largement confirmées par ces travaux ;

- **Les fleurets**⁵³. La technique des fleurets consiste à forer des trous dans le bloc à estimer et à récupérer les débris de cette foration. Cette technique est assez communément utilisée, entre autres dans les exploitations en tranches montantes remblayées, dans lesquelles on peut éventuellement profiter de la foration des trous de boulonnage de la couronne pour disposer à un moindre coût d'indications sur la prochaine tranche à exploiter. Nous reviendrons de manière plus détaillée sur cette technique dans le cadre de la présentation d'un exemple : celui de la mine de cuivre de Bléida au Maroc. Il est à noter que de toutes les techniques citées, celle-ci est la seule permettant d'obtenir une vision en profondeur du bloc à estimer puisque ces fleurets sont réalisés perpendiculairement à la surface accessible du bloc, alors que toutes les autres méthodes se contentent de l'information accessible à partir de cette surface ;
- **La fluorescence X**. Cette méthode semblait promise à un bel avenir au moment où elle s'est développée (en France, mise au point d'un appareillage appelé Cyrano par le BRGM). Elle est en effet extrêmement simple dans sa mise en oeuvre, puisqu'elle permet théoriquement de faire une analyse ponctuelle directement sur la face du bloc de sélection. Malheureusement, son développement à l'heure actuelle reste faible, dans la mesure où il semble que pour obtenir de bons résultats, il vaut mieux travailler sur des échantillons concassés de granulométrie assez fine (l'analyse directe sur la face du bloc ne semble pas encore au point). Par ailleurs, l'appareillage reste assez cher et comprend une source radioactive. De nombreux exploitants préfèrent éviter d'introduire dans leurs exploitations des appareillages à source radioactive, étant donné les conditions de travail délicates au fond d'une exploitation minière ;
- **La mesure de radioactivité**. Cette technique est largement utilisée dans les exploitations d'uranium, mais elle est limitée à ce métal. Elle est particulièrement simple à mettre en oeuvre et permet de se faire une idée de la teneur à tout moment du cycle d'exploitation. On peut ainsi effectuer des diagraphies des trous de tir pour obtenir des teneurs ponctuelles qui pourront servir dans la détermination de la teneur du bloc de sélection. On peut aussi par exemple, estimer la teneur du contenu d'un godet de scoop. On peut également estimer la teneur de petits blocs individualisés sur des convoyeurs à bande (c'est la technique utilisée dans les unités de triage du minerai d'uranium) ;
- nous finirons sur une méthode un peu originale qui était mise en oeuvre dans la mine de zinc de Saint Salvy en France. Ayant constaté qu'il y avait une forte corrélation entre la teneur et le faciès de la roche minéralisée et que les différents faciès étaient facilement reconnaissables à l'oeil, l'exploitant avait développé une estimation de la teneur du front accessible du bloc de sélection (il s'agissait d'un filon subvertical mince, exploité en tranches descendantes sous dalle bétonnée) sur la base suivante : le géologue individualisait les différents faciès sur le front en les marquant à la peinture et donnait à chaque zone un code composé de deux chiffres (un pour définir le type de faciès, l'autre pour donner l'ordre de grandeur de la teneur dans ce faciès), le front était photographié, la photographie

⁵² Christian Laffont, Maîtrise des teneurs à la mine de cobalt de Bou Azzer (Maroc), Ecole des Mines de Paris, 1996

⁵³ Pour simplifier la rédaction, nous utiliserons ce terme de "fleurets" pour désigner des sondages percutants courts (2 à 3 m) de petit diamètre (30 à 50 mm), généralement réalisés avec les mêmes outils de foration que ceux utilisés pour les trous de tir.

digitalisée, et un programme calculait la teneur moyenne du front. Comme la première technique citée, cette méthode laisse totalement la main au géologue. C'est en effet lui qui définit les différents types de faciès et affecte à chaque zone une teneur. Il faut donc que la minéralisation s'apprête à une évaluation de l'oeil et ne soit pas trop irrégulière pour que cette technique puisse être mise en oeuvre.

III.II.1.2 L'analyse de l'échantillon

Dans la plupart des cas, l'échantillonnage passe par la prise d'une certaine masse de roche minéralisée qui doit être analysée. C'est à ce stade que va nous servir la théorie de l'échantillonnage. Nous ne détaillerons pas cette théorie mais nous allons rapidement passer en revue les différentes erreurs liées à cette opération, de telle sorte que nous ayons une connaissance générale de l'ensemble des erreurs commises dans l'estimation de la teneur d'un bloc de sélection.

L'erreur d'échantillonnage peut être décomposée de la façon suivante⁵⁴ :

- **l'erreur fondamentale.** Tout échantillon est constitué d'un ensemble de grains. Dans pratiquement tous les cas, les fragments qui composent l'échantillon ont des caractéristiques différentes (composition, forme, dimensions, ...). Cette hétérogénéité de l'échantillon est appelée *l'hétérogénéité de constitution* (elle serait nulle si tous les grains étaient identiques). C'est une propriété intrinsèque de l'échantillon : elle ne peut être modifiée par mélange ou homogénéisation; seules les opérations qui affectent les fragments eux-mêmes (concassage, broyage, ...) peuvent la modifier. L'erreur fondamentale est liée à cette hétérogénéité de constitution. C'est l'erreur commise dans le cas théorique d'un échantillonnage équiprobable (c'est à dire correct et réalisé par des prélèvements constitués par un fragment unique). Elle dépend des propriétés intrinsèques de l'échantillon, telles que sa composition minérale, la maille de libération, la forme des grains, la distribution granulométrique des fragments. L'erreur fondamentale ne s'annule jamais et peut prendre des valeurs importantes pour les faibles teneurs ;
- **l'erreur de ségrégation et de groupement.** Lorsque l'on effectue un prélèvement sur un échantillon (réduction de la masse à analyser), celui-ci est toujours constitué d'un groupe de grains, et non d'un seul grain. Le prélèvement induit donc une deuxième erreur, qui vient s'ajouter à l'erreur fondamentale, et qui sera d'autant plus grande que le nombre de fragments constituant le prélèvement est faible (erreur de groupement) et que l'échantillon est ségrégué (erreur de ségrégation) ;
- **l'erreur d'intégration.** Lorsque l'on cherche à échantillonner un flux de matière (transport par un convoyeur à bande, transport dans des conduites sous forme de pulpe, ...), l'erreur d'intégration est liée au fait qu'il peut y avoir des variations de qualité (de teneur dans notre cas) en fonction du temps, et que par conséquent l'instant de prise de l'échantillon va jouer un rôle. Les techniques courantes pour estimer cette erreur sont identiques à celles qu'utilisent les géostatisticiens, principalement le variogramme. Dans le cas qui nous intéresse, il n'y a pas d'évolution dans le temps. Par contre, il y a une similitude avec le choix de l'endroit où l'on prend l'échantillon. Ce choix est pris en compte par la géostatistique au niveau de l'estimation du bloc, comme nous le verrons plus loin ;

⁵⁴ La décomposition de l'erreur d'échantillonnage est largement inspirée de J.A Casalis, L'échantillonnage des minerais et concentrés, Document de cours Cespromin, Décembre 1991.

- **l'erreur de matérialisation des prélèvements.** Jusqu'à présent, nous avons considéré les grains constituant l'échantillon comme des points imaginaires. En fait, les grains sont des morceaux de roche minéralisée ou des groupes de morceaux, et lors du prélèvement la présence de ces morceaux fait que l'on n'a pas prélevé exactement la géométrie prévue. Cette erreur peut être bien visualisée si l'on pense à un quartage par exemple. Une technique manuelle courante de quartage consiste à étaler l'échantillon sous forme d'un camembert, à diviser ce camembert en quatre parts égales et à ne conserver que deux parts diamétralement opposées. Il est clair que si l'on trace les traits de division en quatre parts, certains grains se trouveront à cheval sur la séparation. Il faudra pourtant bien décider de les prendre ou de les abandonner ;
- **l'erreur de préparation.** C'est l'erreur liée aux différentes manipulations à effectuer sur l'échantillon (perte de fragments appartenant à l'échantillon, contamination de l'échantillon par des poussières, altération de la teneur, fautes de l'opérateur, ...).

L'erreur totale d'échantillonnage est la somme des différentes erreurs que nous venons de lister. Il faut bien comprendre que cette erreur porte sur la teneur des échantillons qui serviront par la suite à estimer le bloc de sélection. En conséquence, cette erreur se reporte totalement sur l'estimation du bloc de sélection.

III.II.1.3 Un exemple d'échantillonnage par la méthode des fleurets

Nous avons eu l'occasion, soit dans le cadre de notre propre expérience professionnelle, soit dans le cadre d'encadrement de travaux de fin d'études d'élèves de l'option Sol et Sous-Sol ou de stagiaires de la formation Cespromin de l'Ecole des Mines de Paris, de travailler à la mise au point de l'échantillonnage sur quatre gisements différents :

- deux gisements filoniens (le gisement de cobalt de Bou Azzer au Maroc et le gisement d'argent de Siping en Chine⁵⁵) dans lesquels les échantillons étaient prélevés par rainurage ;
- deux gisements de types amas (le gisement polymétallique de Guemassa et le gisement de cuivre de Bleida-Est, tous deux situés au Maroc) dans lesquels les échantillons étaient prélevés par la méthode des fleurets.

Le travail le plus abouti en matière de prélèvement et de préparation des échantillons est celui ayant porté sur la mine de Bleida. C'est le travail que nous présentons ici.

II.II.1.3.1 Présentation du chantier sur lequel a porté l'étude

La mine de Bleida était une mine de cuivre située dans l'anti-atlas marocain, à 160 km au sud de la ville de Ouarzazate. Elle était exploitée par la société SOMIFER. Elle

⁵⁵ José Dias De Barros, Coopération franco-chinoise, monographie de la mine de Siping, Ecole des Mines de Paris, 1994

Yuejin Ding, Determination of cut-off grade at Siping silver mine, rapport Cespromin, 1995

Zhiqin Xie, Local grade estimation at Siping silver mine for selective mining implementation, rapport Cespromin, 1997

produisait annuellement 370000 t de minerai (correspondant à 25000 t de concentré). Elle a été fermée récemment pour cause d'épuisement des réserves.

La minéralisation, encaissée dans les terrains du précambrien de la boutonnière de Bou Azzer, a été découverte en 1970. D'origine volcano-sédimentaire, elle se présentait sous forme d'amas sulfurés lenticulaires enrichis en bornite et en chalcoppyrite. La mine exploitait en fait plusieurs amas de ce type sur des sites différents et parfois totalement indépendants. Le site de Bleida Est était le plus important d'entre eux à la fin de l'exploitation. Il présentait une minéralisation plutôt pauvre (environ 3% de cuivre), mais un tonnage de réserves assez important. Il était lui-même constitué de plusieurs amas, dont celui sur lequel avait porté l'étude : l'amas A2A3Sud.

L'exploitation se faisait par tranches montantes remblayées. L'amas A2A3Sud avait une superficie de l'ordre de 450 m², avec une longueur approximative de 40 m et une puissance moyenne de 11 m.

III.II.1.3.2 Le contrôle des teneurs et la planification habituellement mises en oeuvre à la mine

Traditionnellement, après le remblayage, le géomètre faisait un relevé détaillé du chantier (forme géométrique, hauteur ...). A partir de ce plan, le géologue faisait son levé géologique détaillé pour situer les failles, les limites de la minéralisation, la configuration géométrique précise des bandes minéralisées. On déterminait alors l'emplacement des trous d'échantillonnage suivant une maille 2x5 m² (5 m dans l'allongement du chantier, 2 m perpendiculairement à son allongement).

La foration des trous d'échantillonnage se faisait manuellement au marteau Montabert T28. Les trous étaient inclinés, d'une longueur de 2 m et d'un diamètre de 38 mm. La récupération des débris de foration n'était pas contrôlée. Les débris collectés étaient envoyés au laboratoire et analysés (il n'existait pas de procédure pour la préparation et l'analyse des échantillons).

Les valeurs des échantillons étaient ensuite reportées sur le plan géologique et le géologue traçait des courbes isoteneurs par paliers de 0.5 % ou 1 % de teneurs. En se basant sur ce plan, l'ingénieur fond établissait un plan d'abattage en planifiant sur la base d'une teneur de coupure obtenue par un simple calcul d'équilibre entre les recettes et les coûts opératoires et en essayant de suivre au plus près la minéralisation de teneur supérieure à la coupure. Une estimation du tonnage et de la teneur globale était effectuée par mesure des surfaces et pondération.

La technique telle que nous venons de la décrire appelle principalement trois commentaires :

- la maille d'échantillonnage était faible, ce qui apportait un doute sur la qualité de l'estimation finale ;
- cette qualité n'était absolument pas contrôlée. Seule une comparaison des teneurs mensuelles prévues et réalisées permettait de se faire une idée sur la qualité de

l'estimation, et cette comparaison était complexe, de par les diverses origines du minerai (Bleida nord, est, ouest, ...), et de par la dilution et le salissage qui étaient estimés à 10% ;

- l'idée qui consistait à suivre au plus près la minéralisation n'était pas forcément facile à mettre en oeuvre, surtout si l'on exploite avec un jumbo ;
- finalement, l'étape d'échantillonnage à proprement parler était mal suivie ;
- les positions exactes des trous de prélèvement n'étaient ni levées, ni même contrôlées ;
- le taux de récupération des débris de foration des trous n'était pas connu ;
- le plan d'échantillonnage des débris de foration collectés n'était pas défini et sa précision était inconnue.

III.II.1.3.3 Le travail effectué

L'objectif initial du travail réalisé dans le cadre d'un sujet d'option de M. Rouot⁵⁶ était de prendre un chantier pilote et de tester la méthodologie qui avait été développée à la mine de Guemassa : prendre des échantillons à maille serrée (1 m x 1 m), faire une étude variographique sur les résultats des échantillons pour pouvoir réaliser un krigeage géostatistique, et finalement exploiter les blocs un par un pour comparer les teneurs prévues aux teneurs réelles.

Nous présentons ici la première étape (prise et analyse des échantillons). Les étapes suivantes seront présentées ultérieurement dans ce chapitre.

III.II.1.3.4 La prise des échantillons

Le premier souci a été de s'assurer de la bonne répartition des trous d'échantillonnage. Pour cela, il avait été décidé que le topographe marquerait ces trous à la peinture à la couronne du chantier en même temps qu'il en effectuerait le levé précis de telle sorte que le mineur qui allait réaliser la campagne d'échantillonnage n'ait plus à se poser de questions. Mais si cette solution est parfaite sur le plan théorique, elle est rapidement dépassée en pratique. D'abord parce que le mineur ne peut pas amorcer le trou n'importe où ce qui le conduit assez souvent à se décaler un peu de l'emplacement prévu. Ensuite parce que le mineur peut refuser de forer sous certaines zones potentiellement instables, ce qui le conduit soit à se décaler de manière plus importante, soit carrément à abandonner un voire plusieurs échantillons. Il s'est donc avéré nécessaire de faire, en plus du traçage préalable, un contrôle a posteriori de la position des trous d'échantillonnage.

Le deuxième souci a été de s'assurer d'une bonne récupération des débris de foration des trous.

La technique traditionnellement utilisée par la mine de Bleida consistait simplement à étaler par terre un plastique de grandes dimensions, sur lequel on laissait s'écouler le

⁵⁶ Etude de sélectivité par l'approche géostatistique. Mine de Bleida, Ecole des Mines de Paris, 1993.

Améliorer la sélectivité dans l'exploitation de cuivre de Bleida (Maroc), Ecole des Mines de Paris, 1994.

mélange eau-débris de foration. On récupérait ainsi les débris de foration qui étaient restés sur le plastique.

Lors du test de sélectivité, une première partie de l'échantillonnage a pu être faite au jumbo de foration. Un entonnoir a été adapté sous le marteau sur le bras de foration ; il a été positionné de manière à récupérer au mieux le mélange eau-débris de foration qui s'écoulait du trou. Un sac en toile de jute fine était fixé sous cet entonnoir ; il recueillait la matière solide et laissait s'échapper la phase liquide (avec, malheureusement, une partie des débris les plus fins). Cette méthode a permis d'atteindre un taux de récupération moyen de 80% de la masse théorique des échantillons. Ce taux, à comparer aux 30 à 40% que l'on obtenait par la méthode traditionnelle, nous avait alors paru satisfaisant ; les pertes étaient liées d'une part aux écoulements non collectés par l'entonnoir (eau qui s'écoule le long de la glissière du bras de foration), d'autre part aux pertes de fines à travers la toile filtrante.

Dans les deux cas, il apparaît que ce sont les éléments les plus fins que l'on risque de perdre. Ce point n'est pas sans importance dans la mesure où l'on peut imaginer que la teneur des débris n'est pas indépendante de leur dimension. Si les débris fins sont les plus riches, la teneur affectée à l'échantillon sera sous-estimée et inversement. Pour lever cette incertitude on peut envisager de mener une campagne d'échantillons avec récupération totale. On peut en effet imaginer de placer sous la glissière un bac assez étendu pour récupérer tous les écoulements issus du trou et assez volumineux pour contenir les débris de foration et la quantité totale d'eau injectée pour la foration du trou (plus éventuellement l'eau d'infiltration qui risque d'y tomber). On laisserait alors à la matière en suspension le temps de décanter avant de séparer l'eau claire de l'échantillon boueux que l'on pourrait sécher puis analyser. En réalisant un certain nombre d'essais de ce type, on pourrait :

- construire la courbe granulométrique moyenne des débris de foration ;
- déterminer la teneur moyenne par tranche granulométrique ;
- finalement, en comparant avec la courbe granulométrique des échantillons prélevés suivant le processus habituel, définir la partie de l'échantillon qui est perdue et apporter une correction à la teneur attribuée à chaque échantillon. Cette approche permettrait également de mieux choisir la dimension de la toile filtrante à utiliser dans le système classique de récupération.

Du fait d'un problème d'indisponibilité mécanique du jumbo de foration, la deuxième partie de l'échantillonnage réalisé dans le cadre du test de sélectivité a dû être réalisée au marteau traditionnel. Il est alors beaucoup plus difficile d'assurer une bonne récupération des débris de foration. Des systèmes du type entonnoir - sac filtrant sont en effet exclus ici : ils sont trop volumineux et trop lourds pour être acceptables par les mineurs. Par ailleurs, pour des raisons de sécurité, les mineurs préfèrent de loin forer des trous inclinés plutôt que verticaux dans la mesure où cela leur permet de ne pas être directement sous la zone dans laquelle ils sont en train de forer. Néanmoins, on peut atteindre d'assez bonnes récupérations en étalant sur le sol une toile filtrante dont on aura relevé les bords.

Les paragraphes précédents montrent que l'opération de prélèvement des échantillons est une opération délicate qui nécessite beaucoup de soin. Elle est

malheureusement trop souvent dépréciée. Si les trous de tir sont mal forés, cela se verra tout de suite, le tir sera raté. L'ingénieur y sera donc directement sensible. Par contre, si les trous d'échantillonnage sont mal faits cela n'apparaît certainement pas immédiatement et peut même passer totalement inaperçu. Cela fausse les résultats de l'estimation et dans le meilleur des cas on constatera à la fin du mois que les teneurs moyennes sont différentes, dans le pire (teneur moyenne mensuelle correcte mais teneurs individuelles des blocs fausses) on ne se rendra même pas compte de l'erreur. Nous verrons plus loin dans ce chapitre que ce type d'erreurs peut être lourd de conséquences sur le plan économique.

Nous n'avons jusqu'à présent pas insisté sur le respect d'une géométrie régulière dans les trous d'échantillonnage en eux-mêmes (angle par rapport à la verticale, diamètre du taillant, longueur forée) mais il est bien évident que ces paramètres, très faciles à maîtriser, doivent également faire l'objet d'une attention soutenue. D'abord pour que les échantillons soient bien comparables entre eux et que l'on puisse donc bien tous les traiter de la même manière ; ensuite parce que la masse initiale de l'échantillon intervient dans l'erreur d'échantillonnage à laquelle nous allons nous intéresser maintenant.

III.II.1.3.5 L'erreur d'échantillonnage

La plus grande partie de l'échantillonnage ayant été faite au marteau T28, nous prendrons cet exemple pour illustrer la préparation et l'analyse de l'échantillon recueilli, dont la masse théorique était de 5 kg.

Tenant compte de la récupération des débris de foration, un échantillon pesait en gros 4 kg. L'idéal aurait donc été de broyer cet échantillon jusqu'à 70 microns (maille de libération du minerai de Bleida), puis de prendre 1 g et l'analyser. Malheureusement, ceci aurait conduit à un travail colossal en terme de broyage au laboratoire. Il a donc fallu retenir une solution intermédiaire :

- quartage de l'échantillon remonté du fond pour amener la masse de 4 kg à 1 kg ;
- broyage de 1 kg à 70 microns ;
- prise et analyse de 1 g.

Sur la base de ce plan d'échantillonnage, l'erreur d'échantillonnage n'excédait jamais 5%, quel que soit le minéral (bornite ou chalcopryrite) ou la granulométrie des débris de foration. Ce plan d'échantillonnage restait néanmoins assez lourd à mettre en oeuvre puisqu'il fallait broyer 1 kg de matière par échantillon. Pour une mise en oeuvre industrielle, il est très probable que l'on aurait introduit un deuxième quartage après une première phase de broyage plus grossier. On aurait donc obtenu des erreurs plus importantes.

III.II.2 LE MODE D'ESTIMATION

III.II.2.1 Les principaux facteurs de la qualité d'estimation

Suite à l'échantillonnage, on dispose d'un certain nombre de teneurs ponctuelles autour et peut-être dans le bloc à estimer. Il reste toutefois à faire le plus important et le plus difficile : passer de ces teneurs ponctuelles à la teneur du bloc de sélection.

Avant d'examiner les méthodes d'estimation utilisées par les exploitants, rappelons les principaux facteurs qui conditionnent la qualité d'une estimation :

- **la structure de la minéralisation.**

C'est l'élément le plus évident et certainement le plus important. Pour une même densité d'information, l'estimation sera plus précise pour un gisement régulier que dans le cas contraire. Mais de la même manière, il vaudra mieux prendre un échantillon dans la direction dans laquelle la minéralisation est la plus continue que le contraire. Un gisement sédimentaire sous forme de couches donne une illustration caricaturale de ce point : un échantillon pris à très faible distance en dehors de la couche aura moins d'intérêt qu'un échantillon, même très

- **la géométrie des échantillons qui servent à l'estimation.**

Il est tout à fait intuitif que plus l'échantillon sera grand par rapport au bloc à estimer meilleure sera l'estimation. On comprend également qu'un échantillon qui traverse le bloc serait a priori meilleur qu'un échantillon pris sur une de ses faces ;

- **la géométrie du bloc à estimer.**

En réciproque à ce que nous venons de voir, il est évident que la géométrie du bloc à estimer va elle aussi intervenir ;

- **les relations entre les échantillons qui servent à l'estimation et le bloc à estimer.**

Il est assez intuitif que la configuration A des figures III.10 et III.11 donnera de meilleurs résultats que la configuration B. Il va de soi aussi que la densité d'échantillonnage jouera un rôle primordial. Nous verrons plus tard, dans l'analyse de notre exemple de la mine de Bleida, que cette densité est assez délicate à définir. L'estimation sera évidemment d'autant plus précise que la densité d'échantillonnage sera forte. Mais en

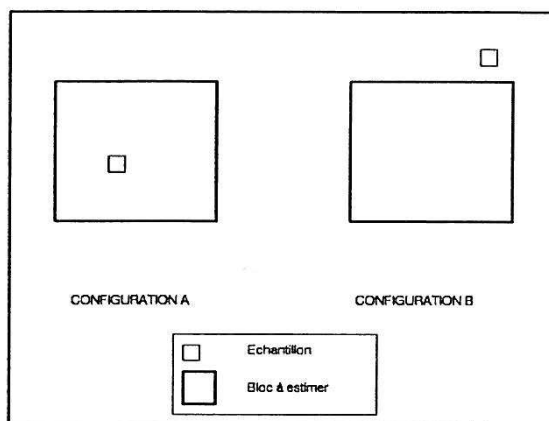


Figure III.10 : Rôle de la position de l'échantillon par rapport au bloc de sélection.

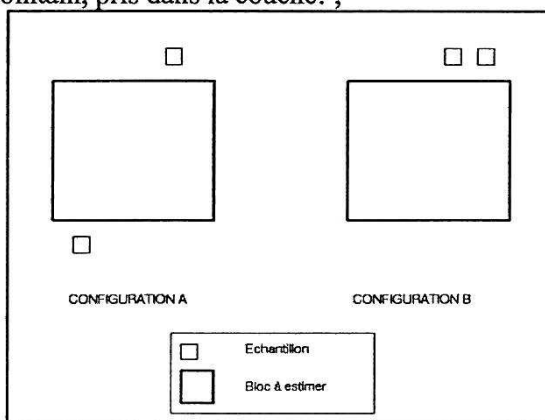


Figure III.11 : Rôle de la répartition des échantillons dans l'estimation du bloc de sélection.

première approximation, le coût de l'échantillonnage est directement proportionnel au nombre d'échantillons prélevés et analysés. Les gains potentiels de la sélectivité étant limités, il y a bien évidemment une densité d'échantillonnage au delà de laquelle on ne pourra pas aller. Mais réciproquement il serait dangereux de vouloir trop limiter le coût de l'échantillonnage par une densité trop lâche : les estimations de teneurs pourraient devenir imprécises et la sélection des blocs "minéral" et "stérile" proche de l'aléatoire.

III.II.2.2 Les techniques d'estimation classiques⁵⁷

III.II.2.2.1 Les lignes isovaleurs

Cette technique consiste à représenter tous les échantillons sur un plan en indiquant leurs teneurs puis à tracer des lignes d'isovaleur de teneur. On crée ainsi un ensemble de contours emboîtés les uns dans les autres.

Cette technique est principalement utilisée dans l'estimation des réserves globales d'un gisement. Elle est également utilisée dans certains cas pour des estimations locales de teneurs, mais cet usage est plus rare.

Par rapport aux critères de qualité que nous avons défini, elle présente l'avantage de tenir compte de la structure de la minéralisation, dès lors que les lignes isovaleurs sont tracées par le géologue et non par des outils informatiques fondés sur des interpolations mathématiques. Par contre, les autres critères de qualité n'interviennent pas ou seulement de manière très indirecte.

III.II.2.2.2 La méthode des polygones d'influence

Cette méthode consiste à donner à chaque échantillon une zone d'influence (en fait un polygone), définie à partir des médiatrices de tous les couples d'échantillons. Pour les échantillons en bordure de la minéralisation, on définit une aire d'influence circulaire de façon empirique sur la base d'hypothèses de continuité du gisement. On affecte à chaque polygone la teneur de l'échantillon unique qui se situe en son centre.

Cette méthode ne prend en compte pratiquement aucun des critères de qualité que nous avons définis, à l'exception de la position de l'échantillon par rapport au bloc à estimer (l'échantillon est forcément centré). Elle présente en tout premier lieu l'inconvénient de donner à des échantillons similaires des poids différents, uniquement dictés par la répartition spatiale des échantillons.

Il faut remarquer que l'utilisation de cette technique pour définir les courbes de réserves et teneur moyenne en fonction de la coupure est à proscrire. En effet, cette méthode conduirait à reconstruire les courbes directement issues de l'échantillonnage, avec les erreurs que nous avons vues au premier chapitre de cette partie.

⁵⁷ Cette partie s'inspire d'un document de D. GUIBAL, Problèmes d'évaluation des gisements, sans édition, Mai 1979.

III.II.2.2.3 La méthode du triangle

Une première variante de la méthode du triangle permet d'estimer la teneur d'un triangle délimité par trois échantillons en faisant simplement la moyenne des teneurs des échantillons. Cette variante appelle les mêmes commentaires que la méthode des polygones.

Une deuxième variante, plus attrayante pour l'estimation de blocs de sélection, consiste à réaliser un quadrillage suivant le modèle de la figure III.12. A chaque bloc dont le centre tombe dans le triangle défini par les trois échantillons, on affecte une teneur définie par une combinaison linéaire des teneurs des échantillons, les poids affectés aux teneurs étant inversement proportionnels aux distances entre le centre du bloc à estimer et les échantillons.

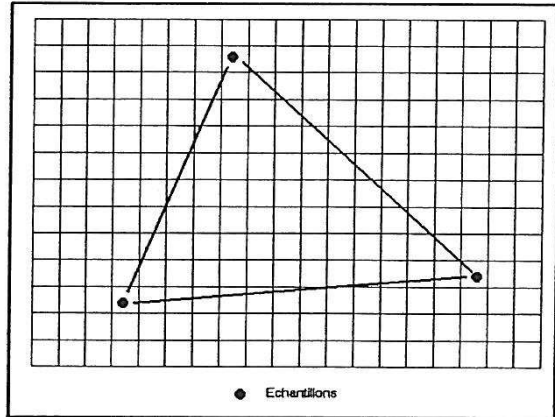


Figure III.12 : Méthode du triangle.

Cette méthode prend partiellement en compte la position des échantillons par rapport au bloc à estimer : elle prend en compte la position des trois échantillons qui constituent les sommets du triangle mais néglige totalement les échantillons situés à l'extérieur du triangle même si ceux-ci sont les plus proches du bloc à estimer. Malheureusement, elle ne tient compte ni de la géométrie de l'échantillon, ni de celle du bloc, ni de la structure de la minéralisation.

III.II.2.2.4 La pondération en $1/d^a$

Un bloc donné est estimé ici par la moyenne pondérée des échantillons voisins au

bloc, les pondérateurs étant donnés par l'équation $\frac{1}{d_i^a}$ où d_i représente la distance entre

$$\frac{1}{d_i^a}$$

l'échantillon i et le centre du bloc à estimer.

Il est bien entendu nécessaire de définir une distance maximale à laquelle les échantillons vont être pris en compte pour définir l'ensemble des échantillons qui vont participer à l'estimation du bloc. Par ailleurs, le coefficient a est empirique. Les valeurs les plus fréquemment utilisées sont 1 et 2. Le choix de ce coefficient est lié à la structure de la minéralisation.

Cette méthode apparaît clairement comme une généralisation de la deuxième variante de la méthode du triangle et présente l'avantage, par rapport à cette dernière, de

prendre en compte d'une part tous les échantillons situés à moins d'une distance donnée de l'échantillon et d'autre part la structure de la minéralisation, du minerai de façon embryonnaire par le choix du coefficient a .

Aucune des techniques que nous venons de décrire brièvement ne répond à l'ensemble des critères de qualité que nous avons définis au début de cette partie.

L'expérience a démontré que bien souvent ces estimateurs classiques conduisent à une sur-estimation de la teneur des blocs riches et une sous estimation de celle des blocs pauvres. Dans le pire des cas, on peut même avoir un estimateur biaisé, c'est à dire que la moyenne des teneurs des blocs estimés est différente de la teneur moyenne du gisement.

Nous pouvons illustrer ce point à partir d'un exemple, pourtant nettement plus simple qu'une estimation locale de teneur, sur lequel nous avons eu l'occasion de travailler. Il s'agit d'une mine de trona, minéral d'origine évaporitique exploité principalement au Wyoming - USA pour la production de carbonate de sodium Na_2CO_3 utilisé dans l'industrie pharmaceutique. Le gisement se présente sous

la forme d'une couche horizontale de grande extension (plusieurs kilomètres à la fois en Nord-Sud et en Est-Ouest) dont la puissance moyenne est de l'ordre de 3 m. Le facteur à estimer localement était la puissance de la couche. Cette puissance était estimée à partir de sondages réalisés depuis la surface par une méthode en $1/d^2$. L'exploitation permet évidemment d'accéder facilement aux puissances réelles (beaucoup plus facilement que lorsqu'il s'agit de teneurs). La figure III.13 permet de comparer les puissances prévues et les puissances réelles. Si la moyenne est à peu près bonne, on retrouve bien que les fortes puissances sont quasiment systématiquement sur-estimées. Il est évident par ailleurs que dès lors que l'on introduirait un critère de sélection (par exemple éliminer les zones dont la puissance serait inférieure à une certaine valeur), même la moyenne ne serait plus correcte.

III.II.2.2.5 Le krigeage géostatistique linéaire

D.G. Krige, statisticien sud africain, avait constaté que l'estimation d'un bloc était plus précise lorsque l'on affectait aux échantillons situés dans le bloc un coefficient de pondération nettement supérieur aux autres. Le raisonnement qui consiste à affecter un

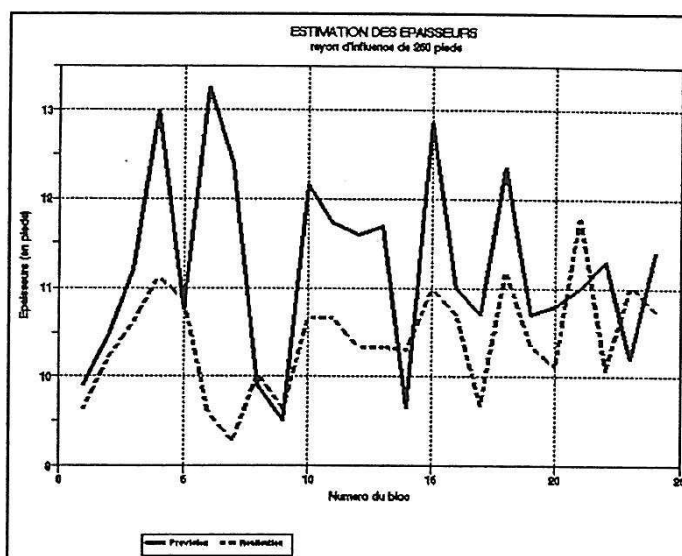


Figure III.13 : Estimation et épaisseur réelle de la couche de trona.

poids différent aux échantillons situés dans le bloc de sélection conduit inmanquablement à une réflexion plus poussée : un échantillon ne devrait-il pas avoir d'autant plus de poids qu'il est proche du bloc à estimer? Intuitivement, on sent bien que la réponse à cette question doit être positive (et l'estimation en $1/d$ en tient bien compte). La géostatistique, développée par G. Matheron, réalise ce pas supplémentaire. Nous ne rentrerons pas dans le détail de la théorie (le développement serait beaucoup trop long), mais nous allons donner les grandes lignes de sa mise en oeuvre pour l'estimation de teneurs locales.

Une étude géostatistique débute toujours par une analyse structurale qui comme son nom l'indique a pour objet de décrire la structure de la minéralisation. Cette analyse se fait par la détermination du variogramme, qui est l'outil structural de base. Le variogramme est une fonction mathématique, déterminée sur les échantillons, définie de la façon suivante :

$$\gamma(h) = \frac{1}{N(h)} \cdot \sum_{N(h)} (t_{x_i} - t_{x_i+h})^2$$

où $N(h)$ est le nombre de couples d'échantillons distants de h dans la direction dans laquelle on étudie le variogramme et t_{x_i} et t_{x_i+h} les teneurs de deux échantillons distants de h dans cette même direction. Un variogramme typique aura une allure du type de celle décrite ci-dessous (on pourra se reporter à la figure III.15) :

- une valeur pour une distance égale à 0 éventuellement non nulle, que l'on appelle effet de pépité et qui traduit le fait que si l'on prend deux échantillons très proches l'un de l'autre, ils n'ont pas exactement la même teneur ;
- une partie strictement croissante ;
- un palier au delà d'une certaine distance, cette distance étant appelée la portée.

La portée a une signification pratique très intéressante. En effet, pour une distance h supérieure à la portée, l'écart de teneur entre deux échantillons distants de h est indépendant de la distance. Il n'y a donc plus de corrélation entre les deux teneurs. Réciproquement, il s'en déduit que lors de l'estimation d'un bloc, tous les échantillons situés à une distance vis à vis de ce bloc supérieure à la portée n'interviendront pas dans la détermination de la teneur du bloc. De la même manière, la valeur du variogramme pour une distance donnée inférieure à la portée permet de calculer le poids à affecter à un échantillon lors de l'estimation d'un bloc, en fonction de la distance de l'échantillon au bloc.

La géostatistique permet donc de prendre en compte correctement la structure de la minéralisation lors de l'estimation de la teneur d'un bloc de sélection. En pratique, on définit une grille de blocs à estimer, sur laquelle on positionne les échantillons disponibles. Pour chaque bloc, on repérera les échantillons qui se situent à une distance inférieure à la portée, et en fonction du nombre d'échantillons qui respectent cette condition, de leurs distances respectives au bloc et de l'allure du variogramme, on détermine les coefficients de pondération à affecter à chaque échantillon.

En conséquence, la position des échantillons vis à vis du bloc à estimer intervient, la géométrie du bloc à estimer intervient également (dans la définition des échantillons qui

participent à l'estimation), et finalement la géométrie des échantillons intervient également, puisqu'elle est contenue dans la définition du variogramme.

La technique géostatistique présente un avantage supplémentaire par rapport aux autres méthodes, dans la mesure où elle ne donne pas simplement la teneur d'un bloc de sélection, mais elle donne également la précision de l'estimation. La connaissance de cette précision permet de se faire une idée sur l'erreur que l'on risque de faire en choisissant de classer un bloc "minéral" ou "stérile".

La technique du krigeage géostatistique a connu un développement très important, principalement avec le développement des micro ordinateurs, permettant d'automatiser les calculs.

III.II.2.3 Un exemple de mise au point d'une méthode d'estimation

Nous revenons ici sur l'exemple de la mine de cuivre de Bleida.

Il a été décidé d'échantillonner ce chantier à une maille de 1 m par 1 m. Cette maille d'échantillonnage, plutôt dense, ne devait pas être généralisée ultérieurement. Elle devait nous permettre de simuler les résultats que l'on aurait obtenu avec une maille plus lâche (1 m x 1 m ; 2 m x 2 m ; 2 m x 3 m ; ...) afin de choisir le meilleur compromis entre coût d'échantillonnage et précision de l'estimation. L'objectif final était d'aboutir à un krigeage de blocs de 5 m de large, 3 m de haut et 3 m de profond. La figure III.14 donne une vue en plan du chantier, avec les résultats de l'échantillonnage et la grille du krigeage. Il est à noter que certaines zones du chantier ne sont pas informées. Ceci est dû au fait que les mineurs considéraient que ces zones étaient potentiellement dangereuses et n'ont donc pas voulu y forer des trous dans la couronne.

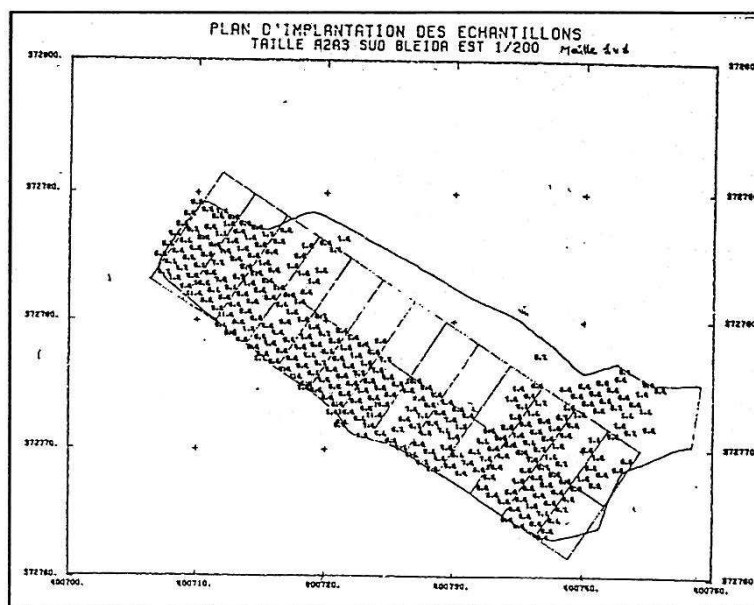


Figure III.14 : Vue en plan du chantier.

Une analyse variographique sur les résultats de l'échantillonnage a montré que les variogrammes expérimentaux avaient bien l'allure prévue par la théorie, donc que la géostatistique pouvait s'appliquer à notre cas (voir l'exemple du variogramme réalisé dans l'axe du chantier en figure III.15). Par ailleurs, elle a mis en évidence une portée dans l'axe du chantier de 13 m, et une portée de l'ordre de 6 m perpendiculairement à l'axe du chantier. Nous n'avons pas de données sur la verticale, mais si la méthode avait dû être mise en oeuvre de manière industrielle, les échantillonnages successifs des différentes tranches nous auraient sans aucun doute permis de compléter notre étude par un variogramme réalisé suivant la verticale et donc de tenir compte de l'échantillonnage des tranches inférieures lors du krigeage d'une tranche donnée.

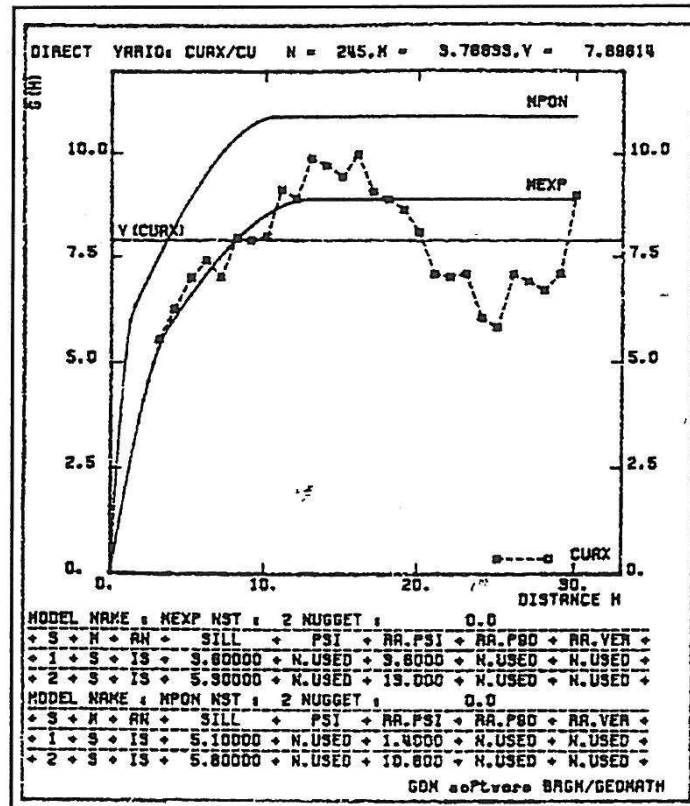


Figure III.15 : Variogramme réalisé dans l'axe du chantier.

L'étape du krigeage n'appelle pas de commentaires particuliers. Elle a permis d'aboutir au plan présenté sur la figure III.16 qui devait servir à l'exploitation du chantier.

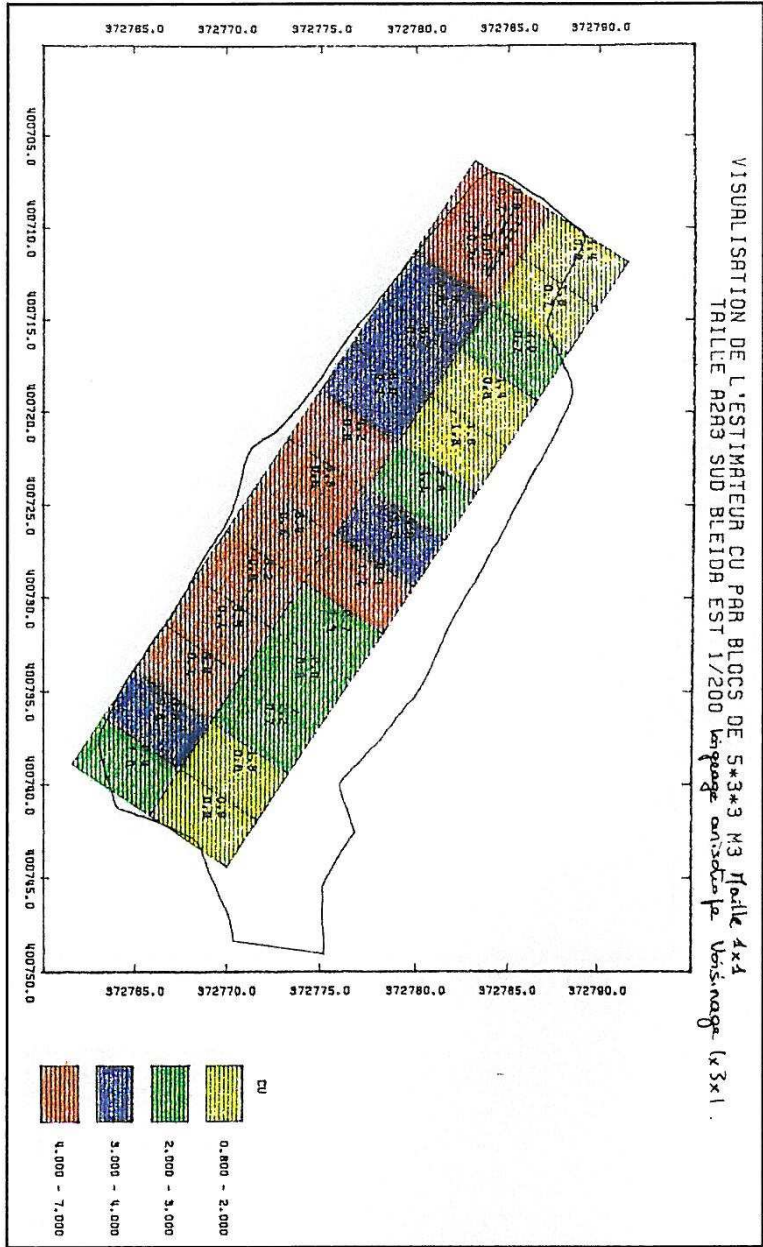


Figure III.16 : Résultat du krigeage sur le chantier A2A3Sud.

III.II.3 L'IMPORTANCE DE LA PRECISION DE L'ESTIMATION LOCALE

III.II.3.1 Cas général

Nous avons vu que toutes les méthodes d'estimation de la teneur d'un bloc de sélection sont partiellement fausses. On aura donc toujours certains blocs sur lesquels la teneur estimée est notablement différente de la teneur réelle. Or l'exploitation sélective se fera sur la base de la teneur estimée. Le classement de certains blocs, que ce soit dans la catégorie "minerais" ou dans la catégorie "stérile", sera donc faux. Ce phénomène est assez important. Refaisons en effet le bilan de toutes les erreurs :

- on a une première erreur au niveau de la prise des échantillons, dont la masse ne correspond pas forcément à ce qui était prévu ;
- on a ensuite l'erreur d'échantillonnage, qui peut être estimée suivant les règles de Gy ;
- on a finalement l'erreur d'estimation. Celle-ci est très difficile à estimer, sauf à utiliser un krigeage géostatistique linéaire, qui donne une estimation de la précision (estimation qui n'est valable que si l'on admet que la théorie en elle-même est parfaitement adaptée. En fait la précision annoncée par la géostatistique ne tient pas compte de la différence entre le variogramme réel et le variogramme théorique. Elle n'est valable que par rapport au variogramme théorique qui a été retenu).

De ces trois erreurs, c'est souvent la dernière qui l'emporte, mais si l'on n'y prend pas garde, les deux premières peuvent aussi atteindre des valeurs importantes. Toutes ces erreurs d'estimation vont forcément dans le sens d'un résultat économique plus faible que celui prévu sur la base des teneurs estimées. La figure III.17 en donne une représentation graphique.

Cette figure représente l'enveloppe d'un nuage de points. Chaque point représente un bloc de sélection, repéré en abscisse par sa teneur estimée et en ordonnée par sa teneur réelle. Si l'estimation était parfaite, le nuage de point devrait être confondu avec la droite $y=x$. Ceci n'est malheureusement jamais le cas, et l'on peut au mieux espérer trouver une ellipse centrée sur la bissectrice. La figure fait apparaître plusieurs zones :

- d'abord une zone hachurée à la fois verticalement et horizontalement. Elle correspond aux blocs dont la teneur a été estimée supérieure à la teneur de coupure et dont la teneur réelle est effectivement supérieure à la coupure. Ce sont donc des blocs classés "minerais" à raison ;
- ensuite une zone laissée blanche. Elle correspond à des blocs dont on a estimé la teneur inférieure à la teneur de coupure et dont la teneur réelle est effectivement inférieure à cette valeur. Cette zone correspond donc à des blocs classés "stérile" à raison ;
- ensuite une zone hachurée uniquement suivant la verticale. Cette zone correspond à des blocs dont on a estimé la teneur inférieure à la teneur de coupure alors qu'en réalité leur teneur est supérieure à la teneur de coupure. Ce sont donc des blocs classés "stérile" à tort. Ils seront abandonnés alors que leur exploitation aurait contribué à la création de richesse ;
- finalement une zone hachurée uniquement suivant l'horizontale. Elle correspond à des blocs dont on a estimé la teneur supérieure à la teneur de coupure alors qu'en réalité leur teneur est inférieure à cette valeur. Ce sont des blocs classés "minerais" à tort. Leur exploitation va conduire à une destruction de richesse.

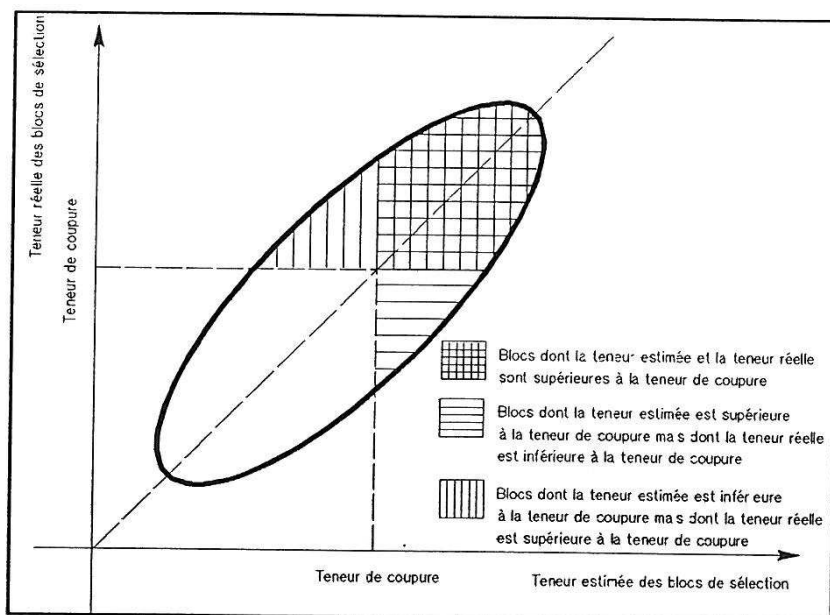


Figure III.17 : Représentation graphique des erreurs de sélection.

Pour illustrer ce propos, nous pouvons signaler l'exemple d'une mine d'or. Trois catégories de teneurs étaient distinguées dans cette exploitation :

- le "minerai" pauvre, qui était abandonné ;
- le "minerai" moyennement riche, qui était stocké pour un traitement ultérieur éventuel, mais aussi pour permettre de saturer l'usine de traitement en cas de manque de "minerai" riche provenant de l'exploitation ;
- le "minerai" riche, qui était directement traité dans l'usine.

Un incident au niveau de l'exploitation a empêché la production de "minerai" pour une période de l'ordre d'un mois. Pendant cette période, l'usine de traitement a fonctionné avec le "minerai" de qualité moyenne qui avait été stocké. Sur l'ensemble de la période, la teneur moyenne traitée par l'usine s'est avérée pratiquement égale à la teneur moyenne généralement donnée par du "minerai" classé riche. En conséquence, la méthode d'estimation ne permettait pas de distinguer le "minerai" moyen du "minerai" riche. On imagine aisément le poids financier des stocks de "minerai" moyen réalisés durant l'exploitation. De la même manière, si l'on admet que la distinction avec le "minerai" pauvre était elle aussi de mauvaise qualité, on imagine la perte due à l'abandon de blocs estimés pauvres à tort.

L'étude de sélectivité telle que nous l'avons présentée dans la deuxième partie de ce document ne tient pas compte de ces problèmes de précision. Elle quantifie le gain que l'on peut attendre d'une exploitation sélective en supposant que celle-ci est parfaite. En réalité, seules les teneurs estimées sont accessibles au moment de l'exploitation et les deux erreurs que nous venons de mettre en évidence viendront réduire l'intérêt de la sélectivité. Il est donc particulièrement important de bien s'assurer que ces erreurs restent à des niveaux acceptables.

Pour se protéger contre ce type de risque, il est tout à fait indispensable de tester la méthode d'estimation des teneurs par un essai en vraie grandeur. Cet essai consiste à échantillonner un chantier pilote, estimer les teneurs des blocs, puis les exploiter un à un (abattage, déblayage, extraction, concassage et broyage) pour obtenir leur teneur vraie (ou du moins supposée comme tel) par échantillonnage à la sortie du broyeur. Cet essai en vraie grandeur est cher et contraignant, mais il est la seule garantie contre une mauvaise sélection, qui pourrait être bien plus mauvaise que l'absence de sélection sur le plan économique.

III.II.3.2 Application à l'exemple de la mine de Bleida

Deux tests en vraie grandeur ont été réalisés à la mine de Bleida. Nous passerons assez rapidement sur le premier et présenterons le second de manière plus détaillée.

III.II.3.2.1 Le premier test en vraie grandeur

Le premier test a été réalisé pendant un mois d'août, mois d'arrêt de la production de la mine de Bleida, de manière à être totalement libéré des contraintes de production.

Le chantier test est celui qui a été présenté précédemment pour l'échantillonnage. Il était composé de deux rangées de 13 blocs. On abattait simultanément les deux blocs situés côte à côte, la séparation entre les deux blocs étant faite au déblayage.

Après abattage, les blocs étaient remontés en surface par camion, mode d'extraction plus adapté au test que l'extraction habituelle par puits. Une fois arrivés en surface, les camions étaient pesés et les produits de chaque bloc étaient stockés individuellement.

Les produits abattus ont été traités lors d'une campagne réalisée une fois que tous les blocs étaient exploités. Les silos d'alimentation du concasseur, les silos intermédiaires entre concasseur et broyeur ainsi que le broyeur étaient systématiquement vidés entre deux blocs, toujours pour éviter de mélanger la matière issue de deux blocs différents. A la sortie du broyeur, le système d'échantillonnage habituel de l'usine permettait d'obtenir la teneur vraie, ou du moins supposée comme telle, du bloc.

Ce premier essai a malheureusement donné des résultats tout à fait décevants. Pour aller l'essentiel, on pourra simplement signaler que la teneur moyenne prévue par le krigeage était de 3,5% Cu, et la teneur moyenne obtenue en alimentation de l'usine s'est avérée être de 2,3% Cu! La figure III.18 permet d'illustrer encore mieux la faible qualité

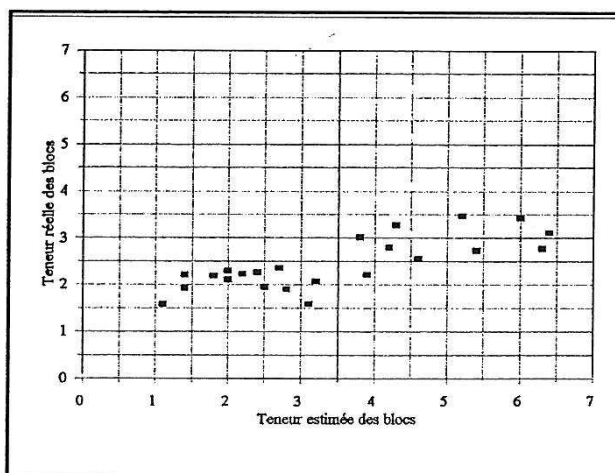


Figure III.18 : Qualité de l'estimation du premier test.

de l'estimation. On y a représenté chaque bloc par un point dont l'abscisse est donné par sa teneur obtenue par krigeage géostatistique et l'ordonnée par sa teneur réelle. Non seulement le nuage de point est assez dispersé, mais en plus il n'est absolument pas centré sur la première bissectrice. Il est évident qu'une estimation aussi peu précise ne pouvait en aucun cas être mise en oeuvre pour une bonne sélectivité.

III.II.3.2.2 Le deuxième test en vraie grandeur

Ce deuxième test a été effectué dans le même chantier sur la tranche supérieure. Les éléments qui ont été modifiés par rapport au premier test sont les suivants :

- une dalle de béton de faible épaisseur a été coulée sur le remblai avant de commencer l'abattage, de manière à éliminer tout risque de salissage avec du remblai ;
- le krigeage n'a pas été réalisé sur une grille donnée de manière à éviter le problème de décalage entre grille réelle d'exploitation et grille du krigeage rencontré lors du premier test. Il a été réalisé a posteriori sur la géométrie des blocs abattus. Cette procédure ne serait évidemment pas acceptable pour une application industrielle, mais elle nous permettait de limiter les contraintes imposées au mineur pendant le test ;
- la contrainte qui consistait à passer les blocs un par un à l'usine de traitement étant trop forte pour être reprise une seconde fois, un plan d'échantillonnage complet des blocs a été monté avec installation d'un concasseur primaire dans le chantier et mise en place d'une mini station de concassage à proximité du laboratoire au jour. La procédure d'échantillonnage des blocs était la suivante (l'erreur relative d'échantillonnage qu'elle introduisait était quasiment systématiquement inférieure à 5%) :
 - on abattait des volées de deux blocs (cote à cote) et on séparait les blocs (environ 127 t chacun) au déblayage ;
 - on concassait chaque bloc séparément au fond à 50 mm ;
 - on homogénéisait le lot concassé à l'aide du scoop puis on prélevait une masse d'environ 700 kg ;
 - on remontait les 700 kg au jour par scoop pour concasser à 25 mm puis à 12 mm dans un concasseur à mâchoires et un concasseur giratoire ;
 - on prélevait 50 kg qu'on réduisait à 6 mm dans un concasseur à cylindres ;
 - on prélevait environ 2 kg qu'on broyait à 75 μm dans le broyeur du laboratoire ;
 - on prélevait 2 g qu'on analysait par spectrométrie.

Ce deuxième essai a porté sur 17 blocs. Plusieurs estimations ont été réalisées en faisant varier la maille d'échantillonnage, donc la quantité d'information disponible pour l'estimation.

La figure III.19 représente les teneurs des blocs des deux rangées parallèles suivant les trois mailles d'échantillonnage retenues et suivant les résultats fournis par l'échantillonnage en usine. On constate d'abord que quelle que soit la maille d'échantillonnage, l'allure générale de la courbe d'évolution des teneurs est bonne. Le gain principal de la finesse de l'échantillonnage réside dans ce cas dans le bon calage de la courbe des teneurs estimées sur celle des teneurs réelles.

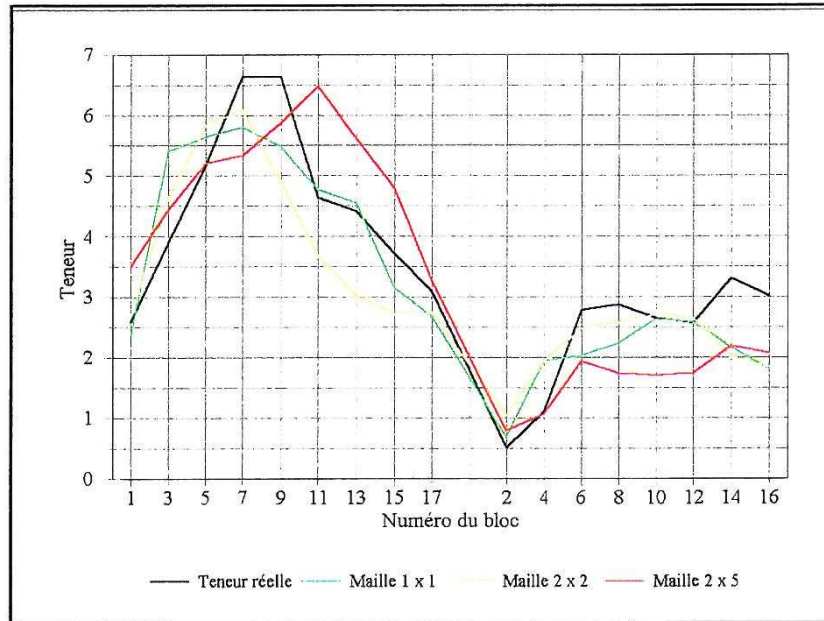


Figure III.19 : Teneurs estimées des blocs suivant la maille d'échantillonnage et teneurs réelles de ces blocs.

Par ailleurs, il apparaît logiquement que la meilleure estimation est obtenue avec une maille d'échantillonnage de 1 m par 1 m. Ceci étant, les résultats obtenus avec une maille de 2 m par 2 m sont déjà assez satisfaisants.

Les mêmes résultats sont à nouveau présentés sous forme de nuage de points dans les figures III.20, III.21 et III.22.

Ces résultats sont sans aucune discussion possible bien plus probants que ceux obtenus lors du premier test, et ce même pour une maille d'échantillonnage lâche de 2 m par 5 m. Il apparaît logiquement que le nuage de point le plus resserré autour de la première bissectrice est celui obtenu pour une maille d'échantillonnage de 1 m par 1 m. Ceci étant, la différence n'est pas très importante lorsque l'on passe à une maille de 2 m par 2 m, dont le coût est quatre fois plus faible.

Ces résultats nous avaient paru satisfaisants et nous avions estimé qu'il serait possible de mettre en oeuvre une exploitation sélective avec un échantillonnage sous forme de fleurets à maille de 2 m par 2 m.

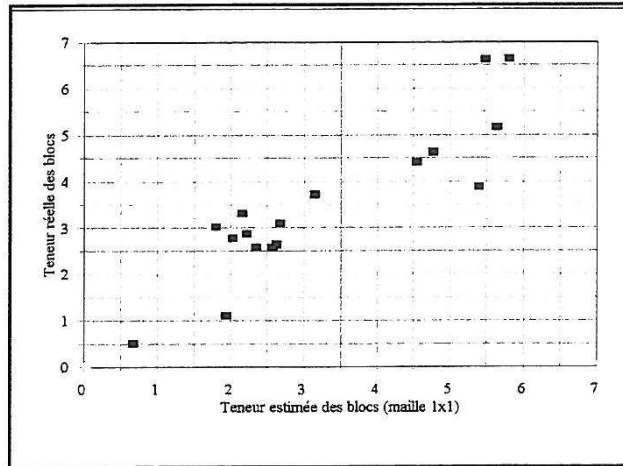


Figure III.20 : Comparaison entre teneurs estimées à une maille de 1 m par 1 m et teneurs réelles dans le cadre du deuxième test.

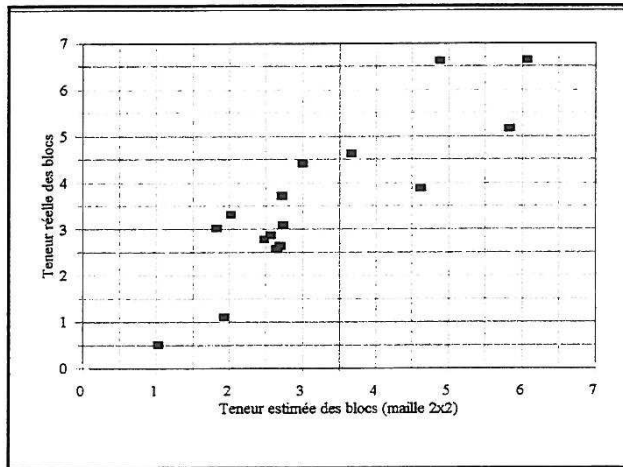


Figure III.21 : Comparaison entre teneurs estimées à une maille de 2 m par 2 m et teneurs réelles dans le cadre du deuxième test.

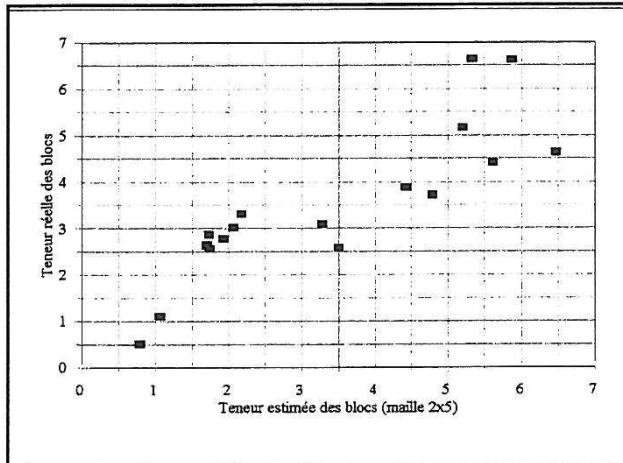


Figure III.22 : Comparaison entre teneurs estimées à une maille de 2 m par 5 m et teneurs réelles dans le cadre du deuxième test.

III.II.4 CONCLUSION SUR L'INTERET D'UNE EXPLOITATION SELECTIVE A LA MINE DE BLEIDA

Cette dernière partie sort du cadre de ce chapitre, mais il nous a paru intéressant d'indiquer rapidement comment s'est terminé l'ensemble du travail que nous avons présenté sur la mine de Bleida.

Les réserves de Bleida Est avaient été estimées, sur la base du bloc de sélection retenu, à 980000 t de roche minéralisée. Les courbes de tonnage et teneur moyenne du "minerai" en fonction de la coupure avaient été construites sur l'hypothèse d'une distribution lognormale des teneurs des échantillons (cette hypothèse, qui était tout à fait acceptable, simplifie grandement l'opération de changement de support).

En 1994, année d'aboutissement de cette étude, le cours du cuivre a connu des variations importantes (1800 \$/t de cuivre en moyenne mensuelle pour le mois de mars 1994, 2400 \$/t au mois de juin 1994). Nous avons fait varier, dans le calcul de la VAN, le cours du cuivre de 1500 \$/t à 2600 \$/t.

La capacité de production fond a été prise égale à 207000 t/an. C'était la valeur prévue par le budget de l'année 1994 pour le gisement de Bleida Est. Elle n'exprimait toutefois pas vraiment la quantité maximale de roche minéralisée qu'on pouvait manipuler au fond pendant l'année. Les capacités de traitement et de ventes concernaient tout le gisement de Bleida dans son ensemble, c'est à dire Bleida Est, la zone Nord et la zone Sud. Les capacités de saturation avaient été calculées au prorata de la production à Bleida Est : elles étaient respectivement de 222000 t/an pour le traitement et de 14500 tonnes de concentré par an pour les ventes.

Les dépenses ont pu être regroupées suivant leur provenance grâce à la comptabilité analytique. Elles avaient les valeurs suivantes :

- coûts opératoires fond (Bleida Est): 60 Dh/t ;
- coûts opératoires traitement: 50 Dh/t ;
- charges fixes (calculées au prorata de la production à Bleida Est): 18,8 MDh/an ;
- les coûts imputés au "stérile" ont été fixés à partir de l'hypothèse de réutilisation des "stérile" comme remblais. Ils s'élevaient à 9 Dh/t.

Finalement, le taux d'actualisation avait été pris égal à 7 %. Cette valeur peut paraître élevée mais en fait l'actualisation n'avait pas une grande importance dans le cas de Bleida car la durée de vie de la mine était faible (de l'ordre de 4 ans).

Pour un cours du cuivre de 1800 \$/t, le goulot d'étranglement provenait des ventes et la VAN était maximale pour une teneur de coupure de 1,6 %. Elle s'établissait à 77 MDh sur une période légèrement supérieure à 5 ans.

Mais partant du principe que la mine avait la possibilité de renégocier ses contrats ou de procéder à des ventes ponctuelles nous avons réalisé un calcul sans contraintes sur les ventes. Dès lors, la saturation provenait du fond quelle que soit la coupure envisagée. La VAN maximale était alors de l'ordre de 87 MDh, avec une teneur de coupure optimale de 0,9% pour une durée de vie

de la mine de 4 ans et demi (plus courte que précédemment, puisque l'on se laissait la possibilité de vendre plus de concentré). Cependant on remarquait que pour des teneurs de coupure comprises entre 0 et 1%, la VAN variait très peu. Elle variait en fait d'environ 300000 Dh soit de 0.34 %. On ne gagnait donc quasiment rien en coupant à 0,9 %.

Pour un cours du cuivre de l'ordre de 2400 \$/t, la teneur de coupure maximisant la VAN aurait été de 0,5 %. Il va de soit que plus la teneur de coupure est faible, plus l'intérêt de sa mise en oeuvre est limité.

On constate finalement que le gain à espérer d'une exploitation sélective dans la mine de Bleida était faible, et ceci sans tenir compte du coût d'échantillonnage. Or nous avons estimé l'échantillonnage à 3 Dh/t pour une maille de prélèvement de 2 m par 2 m. La dépense totale pour Bleida Est aurait donc été quasiment de 3 MDh. Même en tenant compte du fait que cette dépense aurait été répartie sur l'ensemble de la durée de vie et que sa valeur actuelle aurait été réduite par l'actualisation, il était évident que le coût de l'échantillonnage était supérieur au gain de 300 000 Dh de la sélectivité. Le meilleur choix économique consistait donc à continuer à exploiter la totalité des amas de chalcopirite sans chercher à mettre en oeuvre une sélection en leur sein. Ceci étant l'investissement réalisé par la mine dans cette étude n'aura pas été totalement perdu :

- d'une part, la mine disposait d'une méthodologie au point, prête à être mise en oeuvre si les conditions changeaient (augmentation de la teneur de coupure par baisse des cours par exemple) ;
- d'autre part, la mine a pris conscience de l'importance du salissage dans les chantiers. C'est en effet à ce salissage que l'on a attribué a posteriori au moins une partie de l'erreur d'estimation de la teneur dans le premier essai. A partir de ces travaux, la mine de Bleida avait systématisé la réalisation d'une dalle de béton dans tous les chantiers après chaque opération de remblayage d'une tranche.

CHAPITRE III.III

LES PROBLEMES DE PLANIFICATION

A COURT TERME DES EXPLOITATIONS

Nous arrivons au terme de notre réflexion sur la mise en oeuvre pratique d'une exploitation sélective. Nous avons vu par quelles approches nous pouvions déterminer la répartition des teneurs dans le gisement pour le bloc de sélection considéré ; nous avons vu comment définir les teneurs individuelles des blocs de sélection ; nous avons proposé dans la partie précédente un modèle théorique adapté au calcul de la teneur de coupure optimale dans nos conditions. Il nous reste maintenant à passer à l'exploitation proprement dite.

Une dernière difficulté nous attend ici. L'exploitation d'une mine est en effet toujours soumise à un certain nombre de contraintes, dont il va falloir tenir compte. Nous avons par exemple bien tenu compte des travaux au "stérile" dans le calcul de la teneur de coupure optimale, mais cette prise en compte était uniquement d'ordre statistique. C'est à dire que l'on a tenu compte du fait que pour un bloc classé "minerais", on aurait x blocs classés "stérile" ; on a vérifié que la capacité de production globale permettait en moyenne d'éliminer ces blocs "stérile", on a également tenu compte des coûts d'élimination de ces blocs dans le calcul de la teneur de coupure optimale. Mais dans la pratique de l'exploitation, il n'y a évidemment aucune raison pour que cette moyenne de blocs "stérile" pour un bloc "minerais" soit respectée chaque jour, et elle ne le sera évidemment jamais.

Il faut donc se donner les moyens de gérer l'exploitation jour par jour. La méthodologie utilisée pour définir les teneurs des blocs de sélection fait que ces dernières ne sont disponibles que très tardivement (dans le cas de Guemassa par exemple, on ne connaît les teneurs d'une tranche qu'une fois qu'on a exploité la tranche précédente). En d'autres termes, on ne sait qu'au dernier moment quel est le vrai pourcentage de blocs "stérile" pour les prochaines semaines, quelle est la vraie imbrication spatiale des blocs "stérile" dans les blocs "minerais". Il en découle clairement que l'on va s'affronter à un problème de planification à très court terme. Si cette planification n'est pas faite, ou mal faite, il y a de fortes chances pour que l'on se retrouve rapidement dans une situation où le nombre de blocs "minerais" disponibles à un jour donné ne sera pas suffisant pour assurer la production prévue. Les hypothèses de nos calculs économiques seraient alors remises en cause...

Nous avons pris, pour illustrer le problème, l'exemple de la mine de Guemassa. Le problème est évidemment beaucoup plus général et se poserait en pratique pour toute exploitation. Malheureusement, il n'y a pas de solution dans le cas général : chaque gisement a ses spécificités, chaque méthode d'exploitation apporte ses contraintes, ... Le fait de le traiter via un exemple n'est toutefois pas dénué d'intérêt. Si la présentation qui va suivre et l'outil informatique qui y est décrit est spécifique à la mine de Guemassa, la méthodologie suivie a elle un caractère beaucoup plus général.

La mine de Guemassa ayant été présentée au premier chapitre de cette troisième partie, notre présentation commencera par un examen des difficultés posées par la sélection dans le chantier, avant de présenter la formalisation des contraintes et la technique de recherche d'une planification acceptable. Nous présenterons finalement l'outil informatique d'aide à la planification qui a été développé pour la mine de Guemassa et les résultats opérationnels qu'il a fourni sur un certain nombre d'exemples.

III.III.1 LES DIFFICULTES DE L'EXPLOITATION

L'objectif initial de production de la CMG était de 2400 tonnes de minerai par jour. Cela correspondait à l'exploitation journalière de quatre blocs de "minerai" : avec un volume de 144 m³ et une densité de 4.2, un bloc représente en effet environ 600 tonnes. Il faut préciser ici qu'aucune marge de manoeuvre n'est permise par la réalisation d'un stock entre la mine et l'usine de traitement. Le minerai s'oxyde très rapidement et les résultats du traitement s'en ressentent fortement, le stock est donc limité au strict minimum.

Sachant que les blocs "stérile" sont intimement mêlés aux blocs "minerai", on voit apparaître la première difficulté qui se pose à l'ingénieur du fond : il doit conduire son exploitation de telle sorte qu'il dispose chaque jour des quatre blocs "minerai" nécessaires à la production, ce qui suppose que les blocs "stérile" soient évacués aussi vite que possible, au fur et à mesure de leur apparition mais aussi en fonction de la disponibilité résiduelle des engins, qui doivent en priorité assurer la production du "minerai". Dans le cas où il ne peut pas évacuer tous les blocs "stérile" l'ingénieur fond doit impérativement sélectionner ceux dont l'élimination est prioritaire. Une mauvaise gestion de ce problème conduirait inmanquablement à une situation (ou une journée) où le nombre de blocs "minerai" disponible serait inférieur à celui nécessaire pour assurer la production. Il faut noter que le cycle de production conduit à n'exploiter qu'un seul bloc par jour dans un même chantier.

Par ailleurs, le bon fonctionnement de l'usine de traitement nécessite une teneur d'alimentation dont les fluctuations dans le temps restent faibles et qui devra rester proche de la teneur moyenne du gisement. L'ingénieur du fond devra donc en plus rechercher les mélanges de blocs qui respectent cette deuxième nécessité. Cette contrainte est d'autant plus forte que le nombre de chantiers pouvant être ouverts simultanément, donc les possibilités de mélanger des blocs, est limité : il ne pouvait guère dépasser 10 au démarrage de l'exploitation, et a toujours été inférieur à 15.

Enfin, la méthode de remblayage retenue ne permet de remblayer qu'un seul chantier à la fois et le temps nécessité par la pose des conduites conduit à chercher à ne jamais abandonner un remblayage en cours pour démarrer celui d'un autre chantier. De plus, la capacité journalière de remblayage n'est que légèrement supérieure au volume de vide produit par l'exploitation du "minerai" et du "stérile", ce qui oblige l'ingénieur du fond à rechercher une planification telle que lorsqu'une opération de remblayage se termine, un autre chantier est vide (ou pratiquement vide) pour prendre le relais. Un retard pris du fait de la non-disponibilité de chantiers à remblayer pendant plusieurs journées sera très difficile à rattraper.

En formulant ces différentes difficultés en termes de choix de production pour un chantier dans un état donné, on aboutit aux choix possibles suivants :

- tâche **production** ou non : si on dispose d'un bloc de type "minerai", il pourra participer ou non à la production du jour ;
- tâche "**stérile**" ou non : si on dispose d'un bloc de type "stérile", on pourra décider ou non de s'en débarrasser, si la disponibilité des engins le permet ;
- si toute la tranche en cours dans le chantier a été exploitée, qu'il n'a pas encore été remblayé et qu'aucun chantier n'est en remblayage, on pourra soit laisser le chantier en **attente** ou décider d'entamer le **remblayage** de ce chantier plutôt que celui d'un autre. Si par contre

un autre chantier est en cours de remblayage, ce dernier ne pourra pas être interrompu, et notre chantier vide restera en **attente** ;

- si le chantier est en cours de remblayage, on ne pourra que décider de poursuivre cette opération ;
- si le chantier est totalement remblayé mais le remblai n'est pas encore sec, on poursuivra l'opération de **séchage**.

Sachant que l'ingénieur fond dispose de 10 à 15 chantiers qui peuvent être ouverts de façon indépendante, et étant donnée la multiplicité des choix possibles sur chaque chantier, il est clair que la recherche d'une solution viable débouche rapidement sur un problème combinatoire complexe. Il serait illusoire de penser que l'ingénieur fond peut gérer ce problème sans s'appuyer sur un outil informatique. Ce dernier devrait répondre au jour le jour aux questions suivantes :

- quelles sont les quatre chantiers qui vont participer à la production?
- à quels blocs "stérile" va-t-on affecter les engins restants?
- quel chantier sera en remblayage?

Cet outil devra s'assurer, en planifiant suffisamment "loin" dans le temps, c'est-à-dire sur une période **P** la plus grande possible, qu'aucun des choix que l'on fait au jour **j** n'a de conséquence irrémédiable sur la poursuite de l'exploitation. La durée de la période de recherche **P** est directement liée à la connaissance du gisement. Les vérifications à faire nécessitent la connaissance de la teneur de chaque bloc de sélection. Nous avons vu au chapitre précédent que les blocs d'une tranche sont estimés à partir de sondages réalisés depuis la tranche inférieure. On ne connaît donc, pour chaque chantier, que les blocs de la prochaine tranche, ce qui conduit à limiter la durée maximale de recherche à deux ou trois semaines. Pour des périodes plus longues, il se poserait également des problèmes de temps de calcul informatique.

III.III.2 LA FORMALISATION DES CONTRAINTES

Nous avons vu que nous avons trois difficultés à résoudre : d'abord assurer la disponibilité des blocs "minerais" et l'élimination des blocs "stérile", ensuite assurer une teneur d'alimentation régulière à l'usine de traitement, et finalement gérer au mieux l'utilisation de l'équipement de remblayage. Les deux premières difficultés sont traduites en termes de contraintes. La dernière nous servira à orienter la recherche d'une solution à notre problème de planification.

III.III.2.1 Capacité de production

Il s'agit de trouver un moyen de formaliser la contrainte "engins" afin de pouvoir estimer l'ensemble des travaux réalisables sur la période de planification, compte tenu de la disponibilité des engins pendant cette période.

Dans le cas de la foration, par exemple, on est capable de déterminer le nombre de blocs ("minerais" ou "stérile") que l'on pourra forer dans la journée dès lors qu'on connaît le rendement d'un jumbo et le nombre de machines disponibles pour le jour considéré. De la même façon, on peut calculer le nombre de blocs que l'on peut charger, tirer, déblayer et purger. L'exploitation d'un bloc étant une séquence de chacune de ces opérations, réalisées par différents types d'engins, c'est

le sous-ensemble des engins qui a la capacité de production la plus faible qui va déterminer la capacité de production du parc total des engins.

Si la capacité de production (en nombre de blocs exploitables) est inférieure au nombre de blocs constituant la consigne de production, la production du jour et la planification en cours sont impossibles. Dans le cas contraire, on dispose de deux informations : d'une part, on sait que la production est réalisable par le parc d'engins et d'autre part on dispose éventuellement d'une marge de production qui est la différence entre la capacité de production et la consigne de production. Cette marge fournit le nombre maximum de blocs "stérile" que le parc d'engins permet d'exploiter, en plus de la production "minéral".

Les capacités de production des différentes familles d'engins sont définies par l'ingénieur fond, sur des feuilles de calculs réalisées sur tableur. Elles tiennent compte des performances instantanées des équipements, de leurs temps de déplacements, de leurs indisponibilités, ... Elles tiennent également compte des opérations de maintenance préventives qui ont été planifiées.

III.III.2.2 Contraintes sur les teneurs

L'idéal pour la gestion de l'usine de traitement serait d'aboutir à une teneur d'alimentation parfaitement lisse et centrée sur la teneur moyenne du gisement. Dans un premier temps, nous avons imposé un intervalle fixe de variation de la teneur. Cet intervalle a été centré sur la teneur moyenne de l'ensemble des blocs informés et l'exploitant est libre de fixer la largeur de la bande de variation. Mais cette description n'est pas suffisante pour éviter des variations en dents de scies, la teneur pouvant passer brutalement de la limite inférieure à la limite supérieure de notre intervalle. Il a donc fallu introduire une autre contrainte qui limite la variation de la teneur de production entre deux instants successifs.

Chacune de ces contraintes (intervalle et variabilité) doit s'appliquer à la teneur de production. La teneur de la production du jour ne décrivant pas de manière suffisante les évolutions, une teneur de poste (correspondant à une teneur de demi-journée, la production au fond étant concentrée sur deux postes) a également été introduite. La teneur de jour sera donc la moyenne des quatre teneurs de blocs et les deux teneurs de postes seront les demi-sommes des teneurs des deux blocs de chaque poste.

En résumé, l'ensemble des blocs "minéral" qui vont participer à la production du jour devra satisfaire cinq contraintes :

- les teneurs de jour et les teneurs de poste doivent appartenir à un intervalle imposé ;
- les variations des teneurs de poste entre deux postes successifs ne doivent pas dépasser un seuil fixé ;
- la teneur en place (teneur estimée du bloc) doit être supérieure à la teneur de coupure.

A partir des contraintes qui viennent d'être définies et de l'état des différents chantiers de la mine à un moment donné, il s'agit maintenant de rechercher une planification sur une période commençant au jour en cours. Cette recherche devra prendre en compte la troisième difficulté (la gestion de l'unité de remblayage), qu'elle ne va plus gérer en terme de contrainte exprimée par l'exploitant mais comme un moyen de préférer une planification à une autre suivant qu'elle présente

ou non un risque plus élevé de conduire à une situation de blocage (impossibilité de réaliser la production pendant une ou plusieurs journées).

III.III.3 RECHERCHE D'UNE PLANIFICATION ACCEPTABLE

III.III.3.1 La méthode

Ce problème est typiquement celui d'une recherche arborescente munie d'un critère de jugement d'une solution : sa capacité à éviter de futurs problèmes de remblayage.

Une recherche exhaustive des solutions est impossible car le nombre potentiel de branches de l'arbre est énorme (une recherche sur 15 jours avec 10 chantiers disponibles à la production et 4 blocs/jour implique environ 10^{35} branches). La recherche opérationnelle ne s'applique pas ici étant donné qu'il n'y a pas de critère universel à optimiser. La méthode à employer se situe donc à mi-chemin entre ces deux possibilités : une recherche exhaustive dans un ensemble restreint de solutions, en d'autres termes une recherche arborescente orientée, les solutions étant choisies et triées par un critère qui reste à définir. Cette méthode implique que la solution finalement retenue n'est pas la solution optimale, mais la première solution au problème que l'on aura trouvée dans l'ensemble étudié.

On appellera *solution de production du jour j* un ensemble de **n** chantiers vérifiant les conditions suivantes :

- **n** coïncide avec le nombre de blocs "minéral" à exploiter pour réaliser la production du jour ;
- chaque chantier dispose d'un bloc "minéral" exploitable (contrainte de production) ;
- les teneurs jour et poste qu'ils déterminent vérifient les contraintes définies précédemment.

Le principe de la recherche arborescente orientée, décrit dans la figure III.23, est de classer par priorité les branches possibles, de n'en retenir qu'un nombre fixe, de progresser en suivant le chemin qui semble le meilleur tant que faire se peut et de choisir le chemin de priorité juste inférieure parmi ceux que l'on avait écartés à la dernière intersection dès que l'on "bloque" (cette dernière opération sera appelée par la suite un "Retour en arrière"). De manière à limiter la dimension de notre arbre de recherche, nous avons choisi de ne retenir pour chaque jour que trois branches.

Ainsi, pour le premier jour, on recherchera toutes les solutions possibles et on les classera par priorité décroissante au regard du remblayage; on mémorisera les trois meilleures solutions et on considérera que la meilleure des trois convient pour le premier jour de la planification. Compte tenu de ce choix, on déterminera l'état virtuel des chantiers au début du jour 2 et on reprendra le même raisonnement, etc... Si le jour **j** on ne trouve pas de solution, on considérera que le choix de solution du jour **j-1** est mauvais et on retiendra la deuxième solution mémorisée pour le jour **j-1**. On recalculera le nouvel état des chantiers au début du jour **j** et on espérera trouver alors une solution...

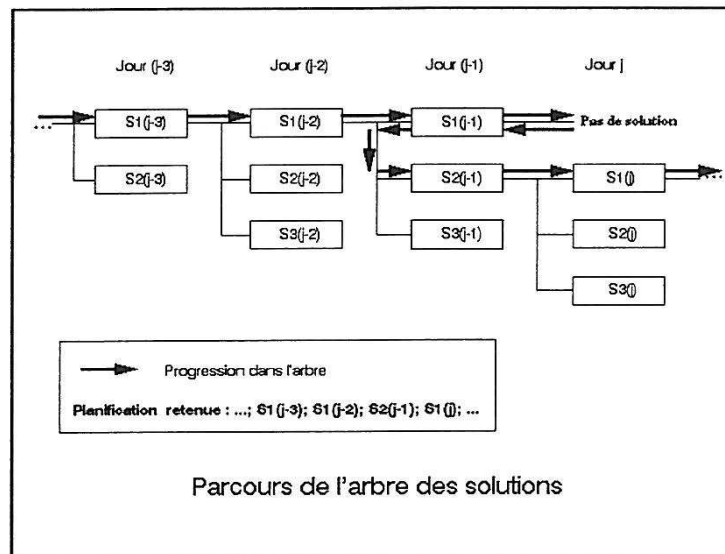


Figure III.23 : Principe de la recherche d'une planification.

III.III.3.2 Orientation de la recherche de solutions : définition de priorités

Ne pas trouver de solution signifie ne pas trouver n chantiers disponibles pour la production (trop de chantiers en attente ou trop de chantiers présentant des blocs "stérile" dont on ne s'est pas débarrassé suffisamment tôt, ces blocs "stérile" empêchant d'accéder aux blocs "minéral"), ou ne pas trouver de blocs dont les mélanges des teneurs vérifient les contraintes sur les teneurs jour et poste.

Il faut donc trouver un moyen de quantifier l'aspect prioritaire d'une solution par rapport à une autre. Avant de définir ce critère pour une solution, qui est un ensemble de chantiers, nous le définirons à l'échelle d'un seul chantier.

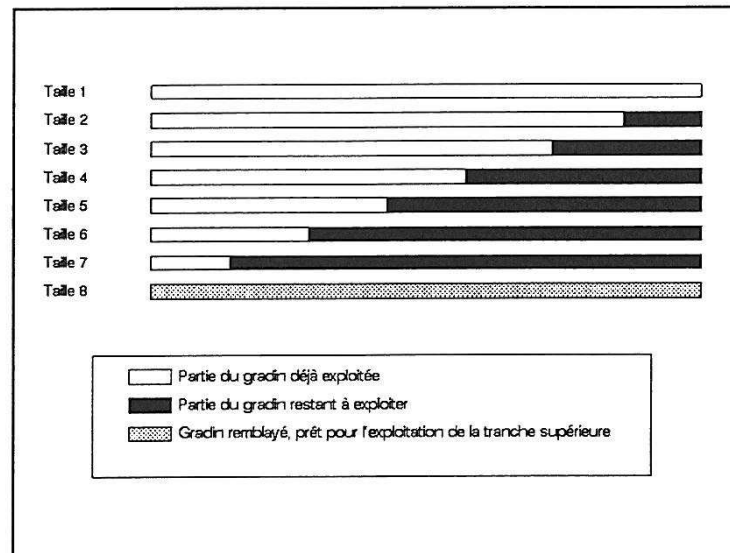
Quelle évolution de la production amènerait invariablement à une difficulté au niveau du remblayage?

Prenons un exemple simple et considérons une consigne de production de 4 blocs par jour avec 7 chantiers de même longueur en production dont 4 ont un avancement constamment au même niveau. Ces quatre chantiers vont donc être vides en même temps. On ne disposera alors plus que de 3 chantiers pour assurer la production, ce qui est inadmissible. De plus, cette situation va être longue à se corriger car le remblayage ne peut se faire que dans un chantier à la fois, donc 3 chantiers vont être en attente, puis 2, puis 1, sachant que le remblayage d'un chantier dure entre 4 et 6 jours suivant sa longueur.

On voit bien dans cet exemple la nécessité d'avoir le minimum de chantiers en attente de remblayage. Cette constatation est relativement paradoxale car on aurait pu croire qu'il est judicieux de disposer du maximum de chantiers en attente de remblayage afin d'être certain de toujours disposer d'un chantier à remblayer et donc d'utiliser continûment la station de remblayage.

Malheureusement, ceci n'est plus vrai dès que le nombre total de chantiers est limité, ce qui est notre cas.

Il est donc apparu utile de chercher à entretenir un décalage d'avancement entre les chantiers. En l'absence de sélection et de contrainte sur la teneur d'alimentation de l'usine, ce décalage pourrait être assuré très simplement et de manière parfaite. C'est la situation présentée en figure III.24, dans laquelle un chantier arrive en attente de remblayage quand l'opération de remblayage en cours est presque terminée et chacun des chantiers progresse de manière à entretenir ce décalage constant.



Cette situation constitue un idéal auquel on se référera. La comparaison entre la situation réelle d'avancement des chantiers et la situation idéale permettra de quantifier l'aspect prioritaire d'un chantier. L'outil devant effectuer cette mesure sera appelé la *fonction d'urgence*.

III.III.3.3 Le terme de la fonction d'urgence lié au remblayage

Les longueurs des chantiers n'étant pas homogènes, nous parlerons plutôt du *réalisé* d'un chantier que de la longueur exploitée. Le *réalisé* est défini par le rapport de l'avancement dans le chantier sur sa longueur, ces deux grandeurs étant exprimées en nombre de blocs. La première opération consiste alors à ordonner les chantiers par *réalisés* décroissants. Par ailleurs, il a fallu trouver un moyen conventionnel de différencier les chantiers vides (c'est à dire ceux pour lesquels l'exploitation d'une tranche est terminée et la prochaine opération à réaliser est le remblayage). On a supposé pour cela que ces chantiers avaient un *réalisé* négatif, égal en valeur absolue au délai prévu avant la fin de l'opération de remblayage du chantier.

Afin de calculer le *réalisé* idéal compte tenu des réflexions du paragraphe précédent, il faut d'abord calculer les *réalisés* idéaux extrêmes. Ceux-ci sont pris, par convention, égaux aux *réalisés* réels extrêmes sauf dans le cas où l'on prévoit que le chantier le plus avancé ne sera pas disponible au moment où le remblayage en cours se terminera. Dans ce dernier cas, appelé situation de *Retard Remblayage*, le *réalisé* idéal sera pris égal à 1 (ou 100%) car on voudrait que ce chantier soit vide.

A partir de ces réalisés extrêmes idéaux on peut calculer des réalisés idéaux pour chacun des chantiers en créant un décalage constant entre deux chantiers successifs. Tout naturellement, la fonction d'urgence qui doit quantifier l'aspect prioritaire ou non d'un chantier, donc le retard ou l'avance d'un chantier par rapport à sa position idéale, sera calculée comme étant la différence entre le *réalisé* idéal et le *réalisé* réel. Une urgence positive signifie donc un retard, et à l'opposé une urgence négative signifie une avance. A la situation de *Retard Remblayage* d'un chantier, on affecte une valeur infinie de l'urgence.

Lors de la programmation et des premiers essais, il est apparu que cette définition de la fonction d'urgence n'était pas suffisante. Plusieurs exemples de recherches bloquaient du fait du non respect des contraintes sur les teneurs. Un terme relatif aux teneurs a donc dû être ajouté à la fonction d'urgence.

III.III.3.4 Le terme de la fonction d'urgence lié aux teneurs

Les contraintes sur les teneurs (intervalle et variabilité de teneurs de poste et jour) sont difficiles à respecter s'il y a lieu de mélanger des blocs ayant des teneurs fortes ou faibles par rapport aux teneurs habituellement rencontrées dans le gisement, donc éloignées de l'intervalle de teneur de poste. Il a par conséquent fallu trouver un moyen d'intégrer, dans un second terme de la fonction d'urgence, la volonté de se dépêcher d'exploiter les blocs ayant des teneurs extrêmes qui vont être difficiles à mélanger.

La définition de l'urgence d'un chantier sur le plan des teneurs passe par une première étape au niveau du bloc. L'urgence d'un bloc doit être d'autant plus grande que sa teneur t est éloignée de la fourchette de teneur de poste, qui est un intervalle $[t_m, t_M]$. Il est donc naturel de poser comme terme d'urgence tout simplement la distance entre t et $[t_m, t_M]$. L'urgence du chantier considéré est alors définie par la moyenne des urgences des blocs à venir dans ce chantier.

Finalement la fonction d'urgence d'un chantier donné, dans un état donné, compte tenu de l'état d'avancement des autres chantiers et de l'ensemble des teneurs que l'on y rencontrera, est la somme des deux termes décrits précédemment. En fait, cette somme est modulée par un coefficient multiplicatif correctif de l'un des termes choisi par l'utilisateur de l'outil informatique afin de lui permettre d'indiquer si son inquiétude porte plutôt sur l'évolution des teneurs ou sur le remblayage.

Disposant de l'urgence d'un chantier, il convient alors de calculer l'urgence d'une *solution* (i.e généralement un ensemble de 4 chantiers).

III.III.3.5 Tri des solutions suivant leur urgence

Il n'y a pas de règle a priori pour la définition de l'urgence d'une *solution*. Cette définition se fait donc sur la base du bon sens, et de nombreuses possibilités étaient donc envisageables. Nous avons testé les deux possibilités qui nous paraissaient les plus logiques :

- l'urgence d'une *solution* est définie comme la somme des urgences des chantiers qui la constituent ;
- l'urgence d'une *solution* est égale à la plus forte des urgences des chantiers qui constituent la *solution*. En cas d'égalité entre deux *solutions*, le tri se fait sur la deuxième valeur la plus forte de chaque *solution*, et ainsi de suite.

C'est finalement la deuxième possibilité qui a été retenue, étant donnée que dans tous les tests réalisés, elle a toujours conduit beaucoup plus rapidement à un planning. Elle permet donc de limiter le temps de calcul informatique, donnée importante puisque l'outil informatique devait tourner sur un micro-ordinateur.

Il est désormais possible d'ordonner les solutions par priorités décroissantes, et la recherche arborescente fondée sur cet ordre est donc réalisable.

III.III.4 L'OUTIL INFORMATIQUE D'AIDE À LA PLANIFICATION

L'outil informatique a été réalisé en deux volets : un outil de saisie des paramètres réalisé sur un tableur et un outil de planification (réalisé avec Turbo Pascal v 6.0 aidé de l'environnement Turbo Vision pour la présentation). Aucun logiciel de GPAO existant n'a donc été utilisé, ceci pour permettre de répondre exactement au problème posé. L'ensemble des feuilles développées sous tableur a été conçu afin de minimiser le temps de saisie journalière des données (environ 10 minutes pour une personne expérimentée). Le logiciel de planification est utilisable de façon très simple par l'intermédiaire de menus déroulants et de fenêtres de saisie simplifiées. Un fichier d'aide de 1000 lignes a été adjoint et est directement appelable depuis la fonction sur laquelle on désire obtenir des informations par une simple pression de touche.

III.III.4.1 Les feuilles de calcul

Cinq feuilles ont été développées sous tableur afin de :

- saisir les paramètres géométriques de l'exploitation ;
- saisir les chronométrages divers permettant les calculs de rendements de chacune des opérations de production ;
- saisir les plannings : planning de disponibilité des engins sur la période considérée et planning des consignes de production; chacun de ces plannings peut être constitué de façon automatique (tous les lundis, 2 Jumbos sont disponibles, ...) ou de façon manuelle (afin de permettre la prise en compte des immobilisations de matériel, des jours fériés...);
- saisir l'état des chantiers au premier jour de la simulation (saisie codifiée avec des pourcentages de réalisation des tâches) ;
- mettre à jour les fichiers de teneurs provenant des estimations réalisées sur GDM (Import/Export des fichiers automatisés par des macro-commandes).

Chacune de ces feuilles donne lieu à des fichiers de paramètres qui sont exportés automatiquement vers le logiciel de planification.

III.III.4.2 L'outil de planification

La présentation est celle d'un logiciel classique agrémenté d'un environnement de fenêtres géré par un ensemble de menus déroulants présentant les différentes procédures possibles :

- Menu "Lien123" permettant de récupérer et de consulter éventuellement les données ayant été saisies sous tableur ;

- Menu "Recherche" permettant de saisir quelques paramètres de recherche et les données afférentes aux 5 contraintes sur les teneurs. L'opérateur pourra également définir ici des priorités sur certains chantiers (afin de prendre en compte des contraintes ponctuelles imprévues comme la volonté de terminer rapidement un chantier pour des raisons de stabilité...). Enfin, on lancera la recherche d'une planification ;
- Menu "Affichage" permettant de visualiser dans une animation graphique la planification trouvée. Un certain nombre de renseignements sont donnés dans la rubrique "Diagnostics" permettant d'évaluer la planification trouvée et de donner des pistes à l'opérateur sur le choix des paramètres à modifier pour améliorer la solution dans le sens recherché. Par exemple, les diagnostics fourniront une évaluation de la difficulté de réalisation d'une contrainte imposée.

III.III.5 LES RESULTATS OPERATIONNELS ET LES LIMITES DES OUTILS

III.III.5.1 Commentaire des essais

Avant de le mettre en oeuvre dans la mine de Guemassa, l'outil informatique développé a été testé sur différentes situations, de manière à s'assurer de son efficacité. Nous allons présenter ici quelques résultats, correspondant aux situations initiales suivantes :

- un ensemble de chantiers remblayés de réalisés nuls ;
- un ensemble de chantiers dont les avancements initiaux sont décalés de façon parfaite ;
- un ensemble de chantiers de réalisés initiaux identiques et proches de 1 ;
- un ensemble de chantier correspondant à la situation réelle constatée durant le mois de juin 1993.

III.III.5.1.1 Ensemble de chantiers de réalisés nuls

Nous avons considéré ici un ensemble de dix chantiers dont neuf sont prêts à l'exploitation avec des réalisés nuls et dont un est en cours de remblayage, 80% du remblayage ayant déjà été effectué. Les chantiers sont tous de longueurs identiques égales à trente blocs de sélection. Ils sont en fait inspirés de chantiers réels de la mine et les teneurs des blocs de sélection qui ont été introduites correspondent à des teneurs réelles rencontrées dans les chantiers en cours d'exploitation à l'époque. Cette situation initiale est décrite dans la figure III.25. Elle ne doit a priori pas poser de problèmes. Les risques de blocage de la production sur une période d'un mois sont en effet pour ainsi dire inexistantes, étant donné que l'exploitation n'atteindra probablement pas la fin des tranches en cours dans les différents chantiers. Ceci étant, cette situation initiale devrait permettre de vérifier que l'outil informatique est bien en mesure de créer un décalage dans les avancements de chantiers qui s'approche du décalage parfait.

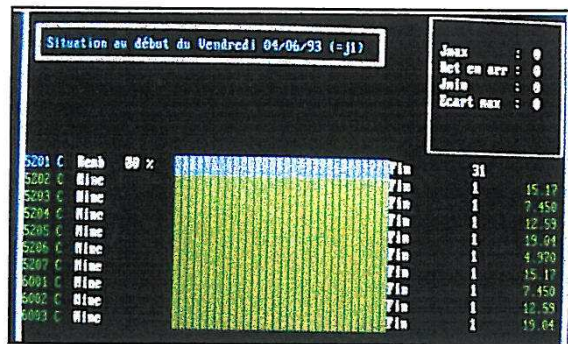


Figure III.25 : Situation initiale avec un ensemble de chantiers de réalisés nuls.

La figure III.26 montre la situation finale, après un mois de planification, à laquelle aboutit l'outil informatique. Cette situation est parfaitement satisfaisante : les chantiers ont tous progressé et il s'est établi le décalage attendu entre eux. Il faut néanmoins noter que certains chantiers peuvent, au cours d'une planification, en rattraper et en dépasser d'autres ; en effet, la présence d'un ou de plusieurs blocs "stérile" accélère l'avancement d'un chantier. La référence de décalage parfait de ce chantier est alors modifiée.

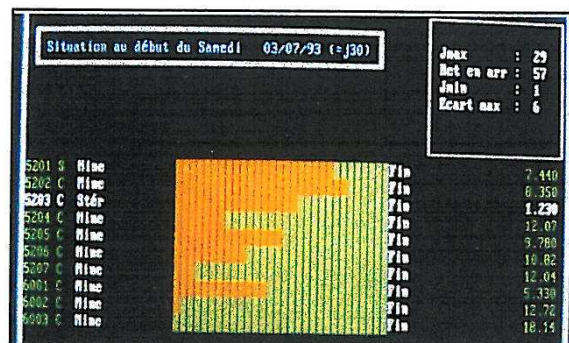


Figure III.26 : Situation finale correspondant à la situation initiale de la figure III.25.

III.III.5.1.2 Ensemble de chantiers parfaitement décalés

Nous reprenons les mêmes chantiers que précédemment mais leur imposons un décalage initial parfait, comme indiqué par la figure III.27. Cette situation initiale doit nous permettre que l'outil informatique est en mesure de maintenir le décalage parfait lorsque celui-ci est atteint, et que la gestion de l'outil de remblayage se fait bien.

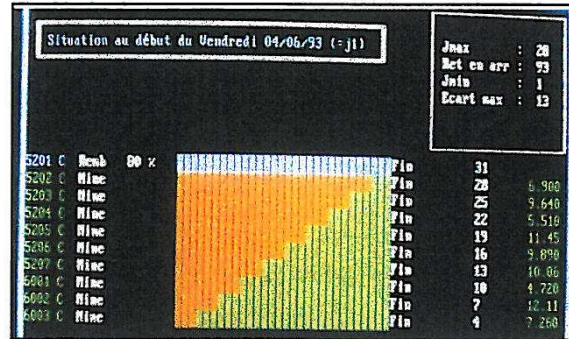


Figure III.27 : Situation initiale avec un ensemble de chantiers parfaitement décalés.

La figure III.28, III.32 montre la situation finale, à nouveau après un mois de planification. On constate que l'exploitation est passée à la tranche supérieure pour les chantiers 5201, 5202, 5203 et 5205. La tranche en cours du chantier 5204 a elle aussi été achevée et remblayée ; elle est en cours de séchage. Un nouveau chantier (5206) est disponible au remblayage. Le décalage d'avancement entre les différents chantiers est également tout à fait satisfaisant. Le fait que certains chantiers avancent plus vite que d'autres est ici bien clair : le chantier 5203 a dépassé le chantier 5202, de même que le chantier 5205 est passé devant le chantier 5204.

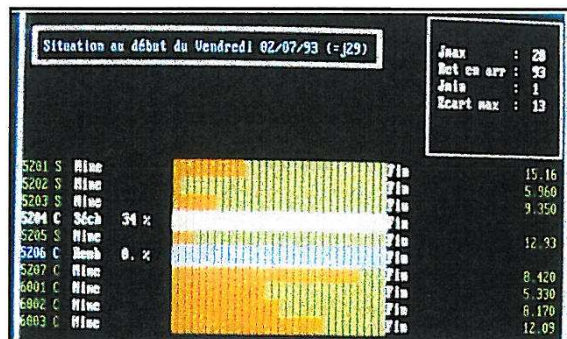


Figure III.28 : Situation finale correspondant à la situation initiale de la figure III.27.

III.III.5.1.3 Ensemble de chantiers de réalisés initiaux identiques et importants

Les deux exemple que nous venons de présenter montrent qu'en fonctionnement normal, l'outil informatique donne des résultats tout à fait satisfaisant. Avant de l'appliquer à un cas réel, il nous paru intéressant de le tester sur une situation initiale particulièrement délicate : un ensemble de chantiers dont le niveau d'avancement et le même et qui sont tous proches de la fin de l'exploitation de la tranche en cours (il reste exactement neuf blocs de sélection à exploiter dans chacun de ces chantiers). Cette situation initiale est présentée dans la figure III.29.

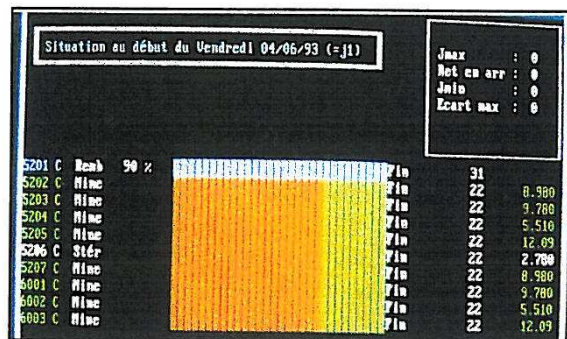


Figure III.29 : Situation initiale avec des chantiers de réalisés identiques importants.

La situation après un mois de planification est présentée en figure III.30. Il apparaît que la planification s'est avérée possible, mais la situation finale n'est pas brillante : un chantier est en cours de remblayage, trois chantiers sont en attente de remblayage, il ne reste donc que six chantiers disponibles à la production, dont un dont le prochain bloc est "stérile".

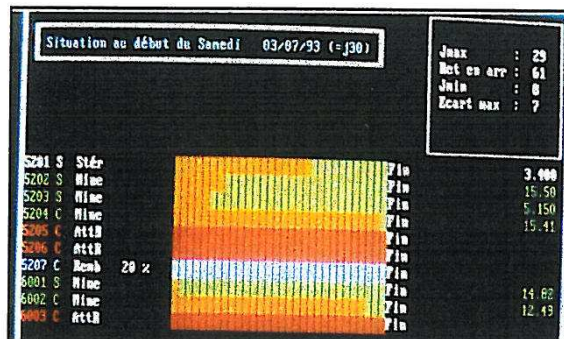


Figure III.30 : Situation après un mois pour la situation initiale de la figure III.29.

Pour voir comment la situation devait évoluer, nous avons simulé un deuxième mois de planification et avons abouti à la situation de la figure III.31. Ce résultat est tout à fait satisfaisant, avec un seul chantier en attente de remblayage et un bon décalage dans l'avancement des chantiers.

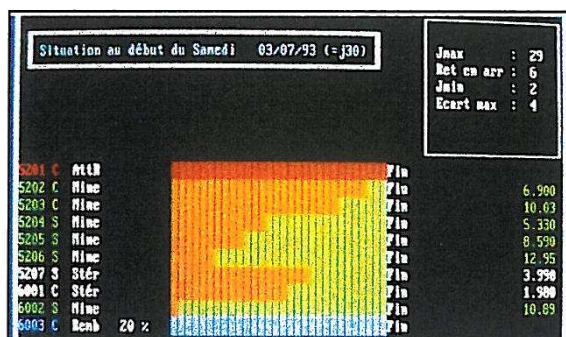


Figure III.31 : Situation après deux mois pour la situation initiale de la figure III.29.

III.III.5.1.4 Ensemble de chantiers réels de la mine

Pour finir, nous avons traité le cas réel d'un ensemble de chantiers de la mine. La situation initiale est présentée en figure III.32. Les différents chantiers ont maintenant des longueur différente, en fonction de la puissance horizontale locale du gisement. Cette situation de départ n'est guère réjouissante : sur 11 chantiers, 5 sont en situation d'attente de remblayage ; le chantier le plus gros est en cours de remblayage ; les 5 autres, qui sont les seuls disponibles pour la production, sont heureusement assez peu avancés et relativement bien décalés.

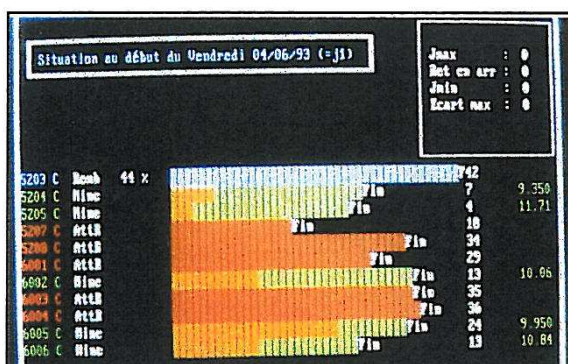


Figure III.32 : Situation initiale avec des chantiers réels.

La situation après un mois de planification est présentée en figure III.33. Il apparaît que la planification s'est avérée possible, mais la situation finale n'est pas encore idéale : un chantier est en cours de remblayage, deux chantiers sont encore en attente de remblayage.

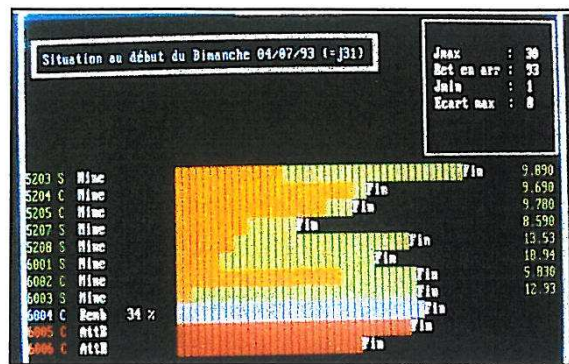


Figure III.33 : Situation après un mois pour la situation initiale de la figure III.32.

Nous avons à nouveau simulé un deuxième mois de planification et avons abouti à la situation de la figure III.34. On constate que la situation s'est à nouveau améliorée. Ce résultat est tout à fait satisfaisant, avec un seul chantier en attente de remblayage et un bon décalage dans l'avancement des chantiers.

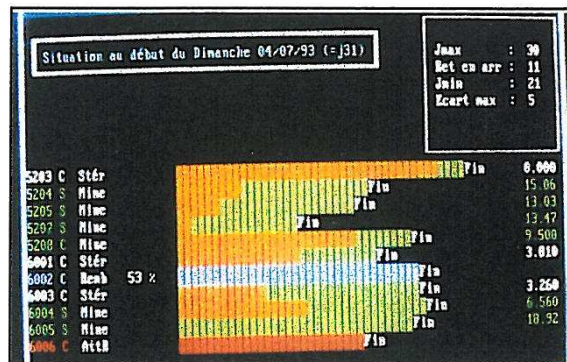


Figure III.34 : Situation après deux mois pour la situation initiale de la figure III.32.

Nous avons pu constater que sur toutes les situations testées, notre outil informatique a été en mesure de proposer une planification qui respecte les différentes contraintes et qui conduit à une situation finale tout à fait satisfaisante. Il va de soi que sur les cas faciles, le résultat peut être obtenu en imposant des contraintes très strictes sur la plage de variation des teneurs, alors que les cas délicats nécessitent que l'on accepte des variations un peu plus importantes. Dans tous les cas que nous avons présenté, la largeur de la plage de variation n'excédait néanmoins jamais 3% et les profils d'évolution de la teneur moyenne de l'usine de traitement était bien meilleurs que ceux obtenus habituellement dans l'exploitation. Il est par ailleurs tout à fait probable que l'on aura affaire, de temps en temps, à des situations inextricables dans lesquelles l'outil informatique ne trouvera pas de solution. Dans ces cas, il faudra accepter de faire des concessions sur certaines contraintes (quitte à déprogrammer un entretien préventif pour augmenter ponctuellement la capacité de production). Ceci étant, même dans ces cas, l'outil aura au moins permis d'anticiper les problèmes et donc d'avoir le temps de les traiter.

De cette planification sur une durée de 2 semaines à un mois, seul le premier jour présente finalement un intérêt pour l'ingénieur fond. Il lui définit les consignes de production du jour. Le lendemain, l'ingénieur devra refaire sa simulation, de manière d'une part à réajuster la situation initiale à la réalité de la mine (il y a en effet de fortes chances que la journée précédente ne se soit pas exactement déroulée comme prévu), et de manière à toujours s'assurer de la faisabilité de la production sur une période de durée constante à partir du moment où il choisit les blocs à exploiter.

Pour finir, il est intéressant de revenir sur la teneur d'alimentation de l'usine de traitement. La maîtrise de cette teneur est en effet un point important : elle constitue un sous-produit de la sélectivité dont le poids économique peut être tout à fait significatif. Les résultats de l'usine de traitement (récupération métal et teneur des concentrés) sont en effet sensibles à la teneur d'alimentation. Si cette dernière est bien maîtrisée et ne varie ni trop ni trop brutalement, les résultats moyens du traitement peuvent être sensiblement améliorés. Malheureusement, cet apport indirect de la mise en oeuvre d'une exploitation sélective est assez difficile à chiffrer.

III.III.5.2 Les limites du séquenceur

L'une des principales difficultés liée à l'utilisation du produit réside dans le respect de la grille de krigeage pendant l'exploitation d'une tranche d'un chantier. En effet, si le bloc réellement exploité est décalé par rapport au bloc estimé, la teneur estimée n'aura plus aucun sens. Ce problème peut être résolu par l'ajout d'un module de krigeage, l'import de teneur se limitant aux teneurs des échantillons et la mise à jour se contentant de donner l'avancement réalisé dans chaque chantier. Sur cette base, un nouveau krigeage pourra être effectué, calé sur le front d'avancement, de telle sorte que le bloc exploité coïncide toujours avec le bloc estimé.

Par ailleurs, les capacités de production qui sont utilisées dans la recherche sont théoriques. Elles ne tiennent pas compte de l'affectation réelle des engins. Par contre, dès qu'elles ne sont plus adéquates, elles peuvent être modifiées pour tenir compte des pannes éventuellement survenues ou du nouvel état des chantiers (en cas d'indisponibilité d'un chantier pour des problèmes de stabilité par exemple, ou parce qu'un engin en panne en bloque l'accès, ...) et une nouvelle recherche donne alors les instructions de production à suivre dans ces nouvelles conditions.

Le temps de calcul, finalement, peut s'avérer un peu long, surtout si de nombreux retours en arrière se produisent. Pour éviter ce problème, l'opérateur garde la possibilité de limiter le nombre de retours en arrière. En cas d'échec de la recherche, l'outil fournit un diagnostic qui permet d'estimer le rôle joué par les différentes contraintes dans les retours en arrière, et donc de prévoir les concessions à faire (en matière de fluctuations des teneurs par exemple) pour trouver une solution à la planification.

Finalement, comme nous l'avons indiqué en introduction, l'outil informatique a été développé dans le cadre bien précis de l'exploitation de la mine de Guemassa. Il n'est pas portable en l'état sur d'autres exploitations, chaque exploitation étant un cas particulier tant au niveau de la géométrie qu'à celui des objectifs (donc des contraintes et de la fonction d'urgence). Toutefois, la méthodologie suivie dans cette étude, développée par le CGES dans le cadre des projets européens BONANZA, BONANZA II et B2, présente un caractère plus universel.

CONCLUSIONS ET PERSPECTIVES

Tout au long de ce document, nous nous sommes interrogés sur la possibilité, pour les opérateurs miniers, d'utiliser l'hétérogénéité naturelle d'un corps minéralisé.

Cette hétérogénéité est inhérente à l'activité. Les mineurs en tiennent forcément compte : elle est à l'origine de la délimitation du corps minéralisé, elle est ensuite à l'origine de la définition du gisement, sous ensemble du corps minéralisé qui sera réellement exploité. Mais cette hétérogénéité n'est finalement exploitée qu'à grande échelle : l'échelle du projet d'exploitation complet sur le plan temporel, de la planification à long terme, au mieux de la planification à moyen terme ; l'échelle de zones importantes du corps minéralisé sur le plan géométrique, au mieux de chantiers d'exploitation représentant souvent plusieurs mois de production.

Notre objectif était de mieux profiter de l'hétérogénéité, de développer des exploitations que l'on qualifie de *sélectives*. Pour cela, il faut mettre en oeuvre une sélection d'abord plus efficace, au sens où pour une teneur de coupure donnée, elle conduirait à l'élimination d'une proportion plus forte de tonnage "stérile" et à une teneur moyenne du "minerai" plus élevée, ensuite réactive et permettant au mineur de modifier ses conditions d'exploitation en fonction de la variation de paramètres extérieurs.

Nos réflexions sur la nature de la distribution des teneurs dans un corps minéralisé nous ont conduit à une première conclusion : pour mieux profiter de l'hétérogénéité, pour pouvoir l'exploiter sur le court terme, il est nécessaire d'appliquer une sélection sur des volumes élémentaires de faible dimension.

Cette première conclusion a des conséquences assez fortes :

- on ne peut appliquer de sélection que sur des volumes dont on a estimé la teneur. Dans la plupart des cas, l'estimation n'est plus envisageable après l'abattage, ce qui signifie qu'une exploitation sélective nécessite la mise en oeuvre d'une estimation locale des blocs. Cette estimation sera d'autant plus délicate que le bloc à estimer sera petit. Seul l'uranium fait exception à cette règle : la teneur peut être estimée par mesure du rayonnement sur n'importe quel volume, donc entre autres sur des godets d'engins de chargement ;
- l'approche envisagée interdit à la fois toutes les méthodes d'abattage en masse et toutes les méthodes de type chambres-magasins. Seules les méthodes d'exploitation "fines" telles que les tranches montantes ou descendantes remblayées, les sous-niveaux de dimension limitée, ... permettent éventuellement de faire de la sélectivité ;
- l'introduction d'une sélection sur de petits volumes aboutit forcément à une imbrication spatiale forte des blocs "minerai" et des blocs "stérile". En dehors de cas rares dans lesquels les blocs "minerai" restent parfaitement accessibles, des travaux aux stériles deviennent nécessaires. Certains de ces travaux sont préalables à la sélection, c'est à dire que ce sont des opérations qui sont nécessaires à la fois aux blocs "minerai" et aux blocs "stérile". D'autres seront postérieurs à la sélection et ne concerneront que les blocs "stérile". Ces derniers travaux, et les dépenses associées, doivent être pris en compte dans la détermination de la teneur de coupure optimale, en conséquence de quoi les approches traditionnelles s'avèrent inadaptées ;
- au-delà des dépenses qu'ils engendrent, les blocs "stérile" vont également poser un problème de planification à court terme, dans la mesure où leur élimination, au fur et à mesure de leur apparition, devra être gérée.

De ces premières conclusions, nous pouvons retenir deux perspectives de développement.

L'uranium apparaît comme un cas particulièrement favorable de développement d'une exploitation sélective par le fait que l'estimation de teneur y est simplifiée. Si l'estimation par mesure du rayonnement s'avère fiable, on peut alors certainement s'orienter vers des unités de sélection de très faible dimension (encore bien plus faible que celle que nous avons envisagée) donc vers des conditions particulièrement favorables à la sélectivité.

D'une manière plus générale, la sélectivité pourrait être élargie à toutes les méthodes d'exploitation (donc entre autres à des méthodes moins chères que les méthodes "fines") si l'on disposait d'une méthode d'estimation de teneur simple et rapide sur des volumes limités, type chargement d'un engin de transport. Nous avons fait référence à des appareils de type Cyrano dont l'utilisation pourrait peut-être être envisagée ici. Par ailleurs, les progrès de l'analyse d'image pourraient peut-être permettre d'estimer la teneur de certains types de minéraux.

A partir des premières conclusions présentées ci-dessus, notre réflexion s'est d'abord portée sur les aspects théoriques de la teneur de coupure à partir du moment où des travaux aux blocs "stérile" s'imposent. Nous avons alors proposé un modèle par étapes limitantes, proche de celui qui avait été proposé par K.F. Lane pour les teneurs de coupure de long terme. Ce modèle nous a permis de constater :

- que la teneur de coupure optimale pouvait être dictée soit par des conditions économiques, soit par des conditions strictement techniques :
 - lorsque la teneur de coupure optimale dépend de conditions économiques, elle dépend en fait de la valeur du point et de certains coûts. Il est apparu :
 - que les coûts préalables à la sélection n'intervenaient jamais ;
 - que les coûts liés au "minerai" intervenaient toujours au numérateur ;
 - que les coûts liés à l'élimination des "stériles" après la sélection intervenaient en soustraction des coûts liés au "minerai" ;
 - que les coûts liés au concentré intervenaient en soustraction de la valeur du point au dénominateur ;
 - que les coûts liés aux résidus de traitement intervenaient à la fois en addition des coûts liés au "minerai" au numérateur et en addition de la valeur du point au dénominateur ;
 - finalement que les charges fixes intervenaient de manière différente suivant l'étape qui limite la production, et qu'elles intervenaient de manière négative dans le cas où la production était limitée par l'étape **Stérile** ;
 - lorsque la teneur de coupure optimale dépend de conditions techniques, on a en fait saturation simultanée de deux étapes du processus. Du coup, la teneur de coupure dépend des capacités respectives des deux étapes considérées et de la distribution des teneurs dans le gisement ;
- que l'exploitant doit être prudent lorsqu'il prend des engagements de production annuelle de concentré, sans quoi il risquerait :
 - si sa teneur de coupure optimale est donnée par l'étape **Minerai**, de se placer dans l'obligation d'augmenter sa teneur de coupure au détriment du long terme (donc en gros de faire de l'écémage) ;

- si sa teneur de coupure optimale est donnée par l'étape **Roche**, de diminuer sa teneur de coupure au détriment à la fois du court et du long terme.

En poussant plus avant la réflexion et en nous plaçant dans des conditions a priori favorables à la sélectivité, nous avons également pu établir les éléments suivants :

- la sélectivité sera d'autant plus intéressante que les étapes **Roche** et **Stérile** seront limitées et comprendront des coûts faibles ;
- si le gisement se prête à la sélectivité, il est de l'intérêt du mineur d'avoir comme teneur de coupure optimale la teneur de coupure économique de l'étape **Minerai**. Cette objectif conduit à des règles très précises en matière de dimensionnement des différentes étapes ;
- dans ces conditions, la teneur de coupure optimale pourra être ajustée aux conditions du moment et l'exploitation sera réactive, au moins dans une plage de variation donnée des paramètres extérieurs ;
- au-delà d'une certaine variation des paramètres, la teneur de coupure optimale deviendra une teneur de coupure d'équilibre et l'exploitation ne pourra alors plus s'ajuster, du moins aussi longtemps que la teneur de coupure optimale ne sera pas devenue la teneur de coupure économique de l'étape **Roche** ;
- les autres teneurs de coupure sont peu susceptibles de constituer la teneur de coupure optimale ;
- finalement, lorsqu'elle est prise en compte, l'actualisation conduit à une augmentation de la teneur de coupure économique de l'étape **Minerai**, mais ne modifie ni les teneurs de coupure d'équilibre, ni la teneur de coupure économique de l'étape **Roche**.

Ces conclusions mériteraient quelques compléments.

Nous avons pu établir l'intérêt de la sélectivité, mais n'avons pas eu l'occasion d'établir des règles permettant de distinguer des corps minéralisés plutôt favorables à la sélectivité ou plutôt favorables à des exploitations en masse. De la même manière, nous n'avons pas caractérisé les conditions dans lesquels un opérateur aura plutôt intérêt à augmenter son rythme de production pour diminuer sa teneur de coupure optimale. Ces points mériteraient d'être approfondis pour dégager des conditions sur la distribution des teneurs dans le corps minéralisé.

Dans le cas où la sélectivité s'avère intéressante, elle remet totalement en cause les approches classiques en matière d'analyse du risque. Ces approches partent en effet toujours d'une description figée de l'exploitation et simulent ultérieurement le résultat économique du projet en faisant varier certains paramètres de manière totalement indépendante. Aucun ajustement n'est envisagé par exemple sur la teneur de coupure en fonction du prix du métal obtenu par tirage aléatoire. Pour des exploitations sélectives, il faudrait pouvoir tenir compte de l'ajustement de la teneur de coupure et étudier son effet sur le pourcentage de perte. Cette remarque peut être généralisée. Pour d'autres types d'exploitations, d'autres possibilités de réactions existent. On pourrait envisager de développer une analyse du risque "intelligente", en ce sens que le modèle comprendrait des règles de réaction relatives aux différents événements possibles. Une approche de ce type permettrait de mieux appréhender les risques. Elle permettrait peut-être même de mieux apprécier l'efficacité des différents modes de réaction.

Finalement, nous nous sommes intéressés aux aspects pratiques de la mise en oeuvre de la sélectivité. Nous avons constaté que l'établissement du lien entre la coupure et les principaux

paramètres du corps minéralisé (tonnage de “minerai”, teneur moyenne du “minerai”) est assez délicat et ne peut être envisagé, dès lors que l’on s’intéresse à un bloc de sélection de dimension limitée, que par la technique du changement de support géostatistique. Nous avons examiné les différents aspects de l’estimation locale des teneurs et avons insisté sur l’importance primordiale d’une estimation de qualité. Nous avons finalement examiné, sur un exemple précis, les problèmes de planification à court terme.

Cette dernière partie est nettement plus appliquée et ouvre des perspectives de généralisation de certaines des questions que nous nous sommes posées.

Les problèmes de planification à court terme ont fait l’objet de nombreuses études au sein du CGES, et les outils nécessaires à leur résolution semblent disponibles.

Par contre, les problèmes d’estimation sont réels pour les opérateurs miniers. Il faudrait préciser les règles à appliquer aux données à partir desquelles on réalise le changement de support. Il faudrait développer une méthodologie de l’estimation locale. Il faudrait améliorer les techniques d’échantillonnage : proposer des systèmes permettant de faciliter la réalisation des rainures, proposer des systèmes permettant de recueillir efficacement les débris de foration, ... Par ailleurs, sur un plan plus théorique, il faudrait aussi pouvoir mieux appréhender les effets économiques des erreurs d’estimation locale des teneurs.

BIBLIOGRAPHIE

P.B. APPIAH, J.R. STURGUL, *Practical aspects of the optimal mine operating strategy for a fluctuating price*, International Journal of Surface Mining, 1995.

P. AUDIBERT, *Politique d'exploitation des mines métalliques*, Revue de l'Industrie Minérale, Mai 1965.

P. AUDIBERT, *Sélection et dilution dans les mines métalliques*, Revue de l'Industrie Minérale, Septembre 1968.

M.R.L. BLACKWELL, *Some aspects of the evaluation and planning of the Bougainville Copper Project*, Decision Making in the Mineral Industry, C.I.M. Special Volume n° 12.

O. BOMSEL, *L'investissement minier et métallurgique dans le Tiers Monde : la fin des grands projets?*, Etudes du centre de développement, OCDE, 1990.

R. CALDERON CARDENAS, *Exploitation de Huaron de la compagnie minière de Huaron S.A., Amélioration de la sélectivité et accroissement des réserves par l'utilisation du Microscop*, sans édition.

D. CARLISLE, *Maximum total recovery through mining high-grade and low-grade ore together is Economically sound*, Bulletin for January, 1953.

D. CARLISLE, *Economic Aspects of the Definition of Ore*, Transactions of the Institution of Mining and Metallurgy, Vol. 64, 1954.

J.A CASALIS, *L'échantillonnage des minerais et concentrés*, Document de cours Cespromin, Décembre 1991.

L. De CHAMBURE, *Etude géostatistique de sélectivité sur une taille pilote de la mine d'Hajar*, document Géovariances, novembre 1990.

L. de CHAMBURE, *Complément à l'étude de l'effet d'information sur la mine de Hajar*, document Géovariances, avril 1991.

L. De CHAMBURE, *Complément d'étude géostatistique sur la sélectivité dans la mine d'Hajar*, document Géovariances, décembre 1991.

G.F. CHEN, *Création automatique de séquences d'opérations minières souterraines*, Thèse de Docteur de l'ENSMP, Centre de Géotechnique et d'Exploitation du Sous-sol, Fontainebleau, 1991.

M. DAGBERT, *Cut-off grades: statistical estimation and reality*, CIM Bulletin, February 1987.

P. DANIELLOU, *Exploitation sélective d'amas à minéralisation diffuse: cas de la mine de zinc des Malines*, Revue de l'Industrie Minérale, Janvier-Février 1989.

J. DIAS DE BARROS, *Coopération franco-chinoise, monographie de la mine de Siping*, rapport de stage ingénieur, Ecole des Mines de Paris, 1994.

- R. DIEHTRICH, *Les marchés et la formation des prix des matières premières minérales*, Revue de l'Industrie Minérale, Janvier 1979.
- Y. DING, *Determination of cut off grade at Siping silver mine*, rapport de fin d'étude à la formation spécialisée Cespromin, Ecole des Mines de Paris, 1995.
- J.-P. DONNADIEU, M. MASCARINO, *Evaluation fine du gisement des Bondons; méthodologie d'exploitation sélective*, Revue de l'Industrie Minérale, Mars-Avril 1990.
- P. DOWD, *Application of dynamic and stochastic programming to optimize cutoff grades and production rates*, Transactions of the Institution of Mining and Metallurgy, Section A, Vol. 85, January 1976.
- M. DUCHENE, *Economie de l'entreprise minière*, Document de cours Ecole des Mines de Paris, 1993.
- M. DUCHENE, R. MORDOS, *Selectivity in naturally low grade ore bodies*, Document CESMAT, 1989.
- M. DUCHENE, D. GOETZ, *Optimal cut off grade : legend or reality?*, 16ème Congrès Minier Mondial, Sofia, 1994.
- J. ELBROND, J.-F. DUBOIS & G. DAOUST, *Rate of production and cutoff grade - a program system for teaching and experimentation*, 15th APCOM symposium, 1977.
- J. ELBROND, *Economic effects of ore losses and rock dilution*, CIM Bulletin, March 1994.
- A. GALLEGO RODRIGUEZ, *How to choose the right cut-off grade on the polymetallic ore bodies*, 15ème Congrès Minier, Madrid, 1992.
- D. GOETZ, *Etude de sélectivité*, document interne CMG, 1991.
- D. GOETZ, *Etude de sélectivité, compléments*, document interne CMG, 1992.
- D. GOETZ, P. MASUREL, S.M. AIT RAHOU, M. SELLAMI, *Guemassa : mise au point d'un outil de planification à court terme*, Revue de l'Industrie Minière, Paris, 1994.
- D. GOETZ, P. MASUREL, S.M. AIT RAHOU & M. SELLAMI, *Development of a short term planning tool at the Compagnie Minière des Guemassa, ONA-MOROCCO*, Fourth International Symposium on Mine Planning and Equipment Selection, Calgary, 1995.
- D. GUIBAL, *Problèmes d'évaluation des gisements*, sans édition, Mai 1979.
- P. GY, *Hétérogénéité, échantillonnage, homogénéisation*, Edition Masson, Paris 1988.
- S.K. HALDAR, *Selection of cut off grade during mine planning and its relation to technoeconomic modelling*, Indian Journal of Earth Sciences, vol. 7, 1980

J.L. HALLS, D.P. BELLUM, C.K. LEWIS, *Determination of optimum ore reserves and plant size by incremental financial analysis*, Transactions of the Institution of Mining & Metallurgy, vol. 78, January 1969.

U. HENNING, *Calculation of cut-off grade*, Canadian Mining Journal, March 1963.

M. ISMAIL, *Méthodes de construction d'une géométrie à exploiter dans le cadre d'une planification à court terme des mines souterraines*, Thèse de Docteur de l'ENSM, Centre de Géotechnique et d'Exploitation du Sous-sol, Fontainebleau, 1992.

Ph. JACQUIN, *Modèle géostatistique de gisement et simulation d'exploitation*, Revue de l'Industrie Minérale, Août-Septembre 1985.

H.T. JOHN, *Cut-off grade calculations for an open-pit mine*, CIM Bulletin, July 1985.

G. JOLY, *Indications complémentaires sur les teneurs de coupure*, Revue de l'Industrie Minérale, Janvier 1983.

A.G. JOURNEL, *Géostatistique minière*, Ecole des Mines de Paris, 1977.

R.D. KELSEY, *Cut-off grade economics*, Proceeding of the 16th APCOM Symposium, 1979.

D.G. KRIGE, *A statistical approach to some basic mine valuation problems on the Witwatersrand*, The Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy, March 1994.

H.P. KNUDSEN, *Blasthole samples - a source of bias?*, Mining Engineering, March 1992.

C. LAFFONT, *Maîtrise des teneurs à la mine de cobalt de Bou Azzer (Maroc)*, Rapport d'option Sol et Sous-Sol, Ecole des mines de Paris, 1996.

K.F. LANE, *Choosing the optimum cut off grade*, Quarterly of the Colorado School of Mines, 1964.

K.F. LANE, *Commercial aspects of choosing cutoff grades*, 16th APCOM Symposium, 1979.

K.F. LANE, *Cutoff grades for two minerals*, 18th APCOM Symposium, 1984.

K.F. LANE, *The economic definition of ore, Cut off grades in theory and practice*, Mining Journal Books Limited, 1988.

M. LBOUABI, *Essais d'échantillonnage*, document interne à la CMG, Février 1990.

M. LBOUABI, M. KERSITE, A. BENYAHIA, *Essai d'optimisation de la maille d'échantillonnage dans les tailles*, document interne CMG, 1993.

R.L. LOWRIE, *Pressure to high-grade mines*, Mining Engineering, June 1996.

B. W. MACKENZIE, *La recherche d'une improbable aiguille dans une meule de foin : les caractéristiques économiques de la recherche minière des métaux de base au Canada*, Bulletin de l'Institut Canadien des Mines et de la Métallurgie, Mai 1981.

J.-M. MARINO, J. MICHEL, P. HEURLEY, *Promotion de la sélectivité dans les mines d'uranium de Lodève*, Revue de l'Industrie Minérale, Avril 1990.

G. MATHERON et Ph. FORMERY, *Recherche d'optimum dans la reconnaissance et la mise en exploitation des gisements miniers*, Annales des Mines, 1963.

J.A.L. NAPIER, *The effect of cost and price fluctuations on the optimum choice of mine cutoff grades*, Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy, June 1983.

D. NILSSON, *Optimum cu-off grades in underground mining*, Canadian Mining Journal, March 1982.

D. NILSSON, B. AAROB, *Cut-off grade optimization*, International Mining, July 1985.

T.A. O'HARA, *Quick guides to the evaluation of orebodies*, CIM Bulletin, février 1980.

T.A. O'HARA, *Quick guides to mine operating costs and revenues*, CIM 89th Annual General Meeting, Toronto, 1987.

P. OLLIVER, *Optimisation of production rate*, Surface mining, 1984.

P. OLLIVER, *Cut off grade theory*, CIM Bulletin, July 1985.

M. OMER, A.D. STEWART GILLIES, *Cutoff grade determination for mines producing direct-shipping iron ore*, Prod. Australas. Inst. Min. Metall., November/December 1984.

A.R. PASIEKA, *Planning and operational cutoff grades based on computerized net present value and net cash flow*, CIM Bulletin, June 1985.

H. PELISSONNIER, *Bilan économique d'une exploitation minière*, sans édition, 1993.

R.W. PHELPS, *A recipe for profit*, Engineering and Mining Journal, September 1996.

J. RIVOIRARD, J.-P. ROLLEY, Ch. KAVOURINOS, *Estimation de la teneur des volées avant abattage: influence de l'échantillonnage - Intérêt de la fluorescence X portable*, Revue de l'Industrie Minérale, Août-Septembre 1989.

M. ROUOT, *Etude de sélectivité par l'approche géostatistique. Mine de Bleida*, Rapport de stage ingénieur, Ecole des Mines de Paris, 1993.

M. ROUOT, *Améliorer la sélectivité dans l'exploitation de cuivre de Bleida (Maroc)*, Rapport d'option Sol et Sous-Sol, Ecole des Mines de Paris, 1994.

A.G. ROYLE, *Optimization of assay-cutoff orebodies*, Transactions of the Institution of Mining and Metallurgy, Vol. 90, April 1981.

V. RUDENNO, *Determination of optimum cutoff grades*, 16th APCOM, 1979.

A.R. SAYADI, *Modélisation d'études de faisabilité technico-économiques d'un projet minier en vue de la réalisation d'un didacticiel de ces études*, Thèse de Docteur de l'ENSMP, Centre de Géotechnique et d'Exploitation du Sous-sol, Fontainebleau, 1999.

W. SCHAAP, *A theory of compound decisions on mill-dump cutoff grades*, Geologie en Mijnbouw, 1981.

W. SCHAAP, *Effects of mineral grain size and ore hardness on mill-dump cutoff grades*, Transactions of the Institution of Mining and Metallurgy, Vol. 90, January 1981.

W. SCHAAP, *Cutoff grade theory as a tool for open pit planning*, Erzmetall. 36, 1983.

W. SCHAAP, *Objective function and methodology in cutoff grade theory*, 18th APCOM Symposium, 1984.

W. SCHAAP, *Principles of an adaptive concentrator cutoff grade policy*, Transactions of the Institution of Mining and Metallurgy, Vol. 95, January 1986.

J. SCHLEIFER, N. CHEIMANOFF, *Short term scheduling of underground mines with artificial intelligence : the BONANZA approach*, 22nd APCOM symposium, 1990.

J. SCHLEIFER, M. ISMAIL, E. CAUMARTIN, J.L. GIRARD, *Bonanza II : Computerized short range mine control in a complex underground mine*, 24th APCOM symposium, 1993.

R.F. SHURTZ, G.A. STEPHENS, *Optimal mine exploitation by geometric analysis*, Engineering and Mining Journal, September 1993.

R.R. TATIYA, *Cutoff-grade decisions in relation to an Indian copper-mining complex*, Transactions of the Institution of Mining and Metallurgy, Vol. 105, Mai-Août 1996.

H.K. TAYLOR, *General background theory of cutoff grades*, Transactions of the Institution of Mining and Metallurgy, Juillet 1972.

H.K. TAYLOR, *Cutoff grades - Some further reflexions*, Transactions of the Institution of Mining and Metallurgy, Octobre 1985.

H.K. TAYLOR, *Ore reserves-the mining aspects*, Transactions of the Institution of Mining and Metallurgy, Vol. 100, Sept.- Decembre 1991.

H.K. TAYLOR, *Ore reserves, mining and profit*, CIM Bulletin, September 1994.

J. TEISSIE, E. DELIAC, N. CHEÏMANOFF, Ch. DE FOUQUET, H. FRAISSE, *Evaluation par simulation de la sélectivité des méthodes d'exploitation souterraine*, Compte-rendu d'une recherche financée par la Direction du Développement Scientifique et Technique et de l'Innovation, Avril 1988.

E.G. THOMAS, *Justification of the concept of high-grading metalliferous orebodies*, Mining Magazine, May 1976.

G. TROLY, *La prospection minière, concepts de base*, sans édition, Janvier 1993.

G. VERRAES, *Exposé sur la prospection minière*, Ecole Nationale Supérieure des Techniques Industrielles et des Mines d'Alès, Janvier 1985.

D.L. VICKERS, *Marginal Analysis, its application in determining cut-off grade*, Mining Engineering, June 1961.

P. VIX, *Amélioration de la sélectivité par utilisation d'une chargeuse de petite dimension*, Revue de l'Industrie Minière, Novembre 1983.

J. WHITTLE & C. WHARTON, *Optimising cut-off grades*, Mining Magazine, November 1995.

R. WOOLLER, *Cut-off grades beyond the mine*, Mining Magazine, August 1999.

Z. XIE, *Local grade estimation at Siping silver mine for selective mining implementation*, rapport de fin d'étude à la formation spécialisée Cespromin, Ecole des Mines de Paris, 1997.

R. YI, J.R. STURGUL, *Economic significance of sub-cutoff grades in open pits operating with concentrator bottleneck*, Mineral Resources Engineering, Vol. 8, 1999.

Sans auteur, *Etudes technico-économiques de projets miniers*, document BRGM, 1991.

TABLE DES MATIERES

| | |
|---|----|
| REMERCIEMENTS | |
| SOMMAIRE | 1 |
| RESUME SIGNALETIQUE | 5 |
| RESUME | 9 |
| INTRODUCTION | 13 |
| LEXIQUE | 17 |
| PARTIE I : LE CONTEXTE GENERAL | 23 |
| CHAPITRE I.I : L'ENTREPRISE MINIERE ET LES PROJETS MINIER | 27 |
| I.I.1 L'entreprise minière dans son contexte politico-économique général | 30 |
| I.I.1.1 En économie de marché | 30 |
| I.I.1.2 En économie planifiée | 30 |
| I.I.1.3 Le contexte économique de l'étude | 31 |
| I.I.2 L'étude d'un projet minier | 32 |
| I.I.3 Les principaux paramètres du projet | 33 |
| I.I.3.1 Les paramètres de base | 33 |
| I.I.3.2 Les principaux choix techniques | 35 |
| I.I.4 Notions principales d'économie d'une entreprise minière | 36 |
| I.I.4.1 Le fonctionnement de l'entreprise minière | 36 |
| I.I.4.2 L'économie de l'entreprise minière | 37 |
| I.I.4.2.1 L'investissement minier | 37 |
| I.I.4.2.2 Les recettes de l'entreprise minière | 38 |
| I.I.4.2.3 Les dépenses opératoires de la mine | 40 |
| CHAPITRE I.II : LES APPROCHES HABITUELLES DE LA TENEUR DE COUPURE | 43 |
| I.II.1 L'approche classique de la teneur de coupure : l'équilibre entre recettes et coûts opératoires | 46 |
| I.II.1.1 Formulation de la teneur de coupure | 46 |
| I.II.1.2 Signification économique de l'approche classique | 47 |
| I.II.1.3 Que faut-il intégrer dans les coûts opératoires ? | 48 |
| I.II.1.3.1 Quid de l'investissement initial ? | 48 |
| I.II.1.3.2 Le poids du financement de l'investissement initial | 50 |
| I.II.1.3.3 Tous les coûts opératoires doivent-ils être pris en compte ? | 52 |

| | | |
|--|--|----|
| I.II.1.4 | Coût opératoire et valeur du point sont-ils bien indépendants de la teneur de coupure? | 52 |
| I.II.1.4.1 | La valeur du point | 52 |
| I.II.1.4.2 | Le coût opératoire | 53 |
| I.II.1.5 | Quelles seraient les conséquences d'une prise en compte de l'actualisation? | 54 |
| I.II.1.6 | Teneur de coupure et écrémage | 57 |
| I.II.2 | Les modèles par étapes limitantes | 60 |
| I.II.2.1 | Des matériaux, des étapes, des coûts | 61 |
| I.II.2.2 | Des teneurs de coupure économiques | 63 |
| I.II.2.3 | Quelle teneur de coupure faut-il retenir ? | 64 |
| I.II.2.4 | Des teneurs de coupure d'équilibre | 66 |
| I.II.2.5 | Une teneur de coupure optimale | 66 |
| CHAPITRE I.III : LES REACTIONS D'UNE INDUSTRIE SPECIFIQUE FACE A UN MARCHÉ DIFFICILE ET INSTABLE | | 69 |
| I.III.1 | Les spécificités du secteur minier | 72 |
| I.III.1.1 | A l'amont de l'activité : le corps minéralisé | 72 |
| I.III.1.2 | A l'aval de l'activité, le marché des matières premières | 73 |
| I.III.1.3 | Conséquences des spécificités de l'industrie minière | 74 |
| I.III.2 | Les réactions possibles d'une exploitation minière dans un contexte économique défavorable et instable | 75 |
| I.III.2.1 | La fermeture anticipée | 75 |
| I.III.2.2 | La mise en veille | 75 |
| I.III.2.2.1 | Fermeture provisoire | 75 |
| I.III.2.2.2 | La diminution du rythme de production | 76 |
| I.III.2.3 | Les modifications de certains paramètres de l'exploitation | 76 |
| I.III.2.3.1 | L'augmentation de la capacité de production | 76 |
| I.III.2.3.2 | La recherche d'une sélection dans les gisements | 77 |
| PARTIE II : TENEUR DE COUPURE ET SÉLECTION SUR DE PETITS VOLUMES | | 81 |
| CHAPITRE II.I : STRUCTURE DES RESSOURCES ET CONDITIONS FAVORABLES A LA SÉLECTION | | 85 |
| II.I.1 | Notions de réserves, teneur moyenne, tonnage métal et blocs de sélection | 88 |
| II.I.1.1 | Notion de bloc de sélection | 88 |
| II.I.1.2 | La distribution des teneurs dans le corps minéralisé | 91 |
| II.I.1.3 | Liaison entre réserves et coupure pour un bloc de sélection donné | 94 |
| II.I.1.4 | Liaison entre tonnage de métal et coupure pour un bloc de sélection donné | 95 |

| | | |
|--|---|-----|
| II.I.1.5 | Liaison entre teneur moyenne et coupure pour un bloc de sélection donné | 96 |
| II.I.1.6 | Effet de la coupure sur la géométrie du gisement | 97 |
| II.I.2 | Le rôle important de la dimension du bloc de sélection | 99 |
| II.I.2.1 | Dimensions du bloc de sélection et distribution de teneurs | 99 |
| II.I.2.2 | Effet du bloc de sélection sur la liaison entre réserves et coupure | 102 |
| II.I.2.3 | Effet du bloc de sélection sur la liaison entre tonnage de métal et coupure | 104 |
| II.I.2.4 | Effet du bloc de sélection sur la liaison entre teneur moyenne et coupure | 105 |
| II.I.2.5 | Effet du bloc de sélection sur la géométrie du gisement | 107 |
| II.I.3 | Les conditions favorables à la sélection | 107 |
| II.I.3.1 | Les conditions d'une sélection efficace | 107 |
| II.I.3.1.1 | La structure de la minéralisation, la dimension du bloc de sélection, et le niveau de coupure | 107 |
| II.I.3.1.2 | L'accessibilité des blocs de sélection | 108 |
| II.I.3.1.3 | La précocité de la sélection | 110 |
| II.I.3.1.4 | L'"estimabilité" des blocs de sélection | 111 |
| II.I.3.2 | L'adaptabilité de l'exploitation | 112 |
| II.I.3.3 | Exploitation sélective et sélectivité | 113 |
| CHAPITRE II.II : UN MODELE PAR ETAPES LIMITANTES POUR DES EXPLOITATIONS SELECTIVES | | 115 |
| II.II.1 | Critique du modèle classique par étapes limitantes | 118 |
| II.II.1.1 | Des étapes dont les limites ne sont pas toujours très claires | 118 |
| II.II.1.1.1 | La définition des étapes | 118 |
| II.II.1.1.2 | La définition de la capacité des différentes étapes | 120 |
| II.II.1.1.3 | Des étapes qui manquent | 122 |
| II.II.1.2 | Une approche en matière de flux | 123 |
| II.II.1.3 | Une géométrie de gisement constante | 124 |
| II.II.2 | Adaptation du modèle par étapes limitantes | 125 |
| II.II.2.1 | Les différentes étapes, leurs caractéristiques | 125 |
| II.II.2.1.1 | L'étape Roche | 125 |
| II.II.2.1.2 | L'étape Minerai | 126 |
| II.II.2.1.3 | L'étape Stérile | 127 |
| II.II.2.1.4 | L'étape Concentré | 129 |
| II.II.2.1.5 | L'étape Résidus | 130 |
| II.II.2.2 | Formulation de la création de richesse | 132 |
| II.II.2.2.1 | Les dépenses fixes par période | 132 |
| II.II.2.2.2 | Les recettes de l'exploitation | 132 |
| II.II.2.2.3 | L'expression de la somme des cash-flows hors actualisation | 133 |
| II.II.2.3 | Les teneurs de coupure économiques | 133 |
| II.II.2.3.1 | Commentaires sur les coûts de l'étape Roche | 135 |

| | | |
|--|---|-----|
| II.II.2.3.2 | Commentaires sur les coûts de l'étape Minéral | 135 |
| II.II.2.3.3 | Commentaires sur les coûts de l'étape Concentré | 135 |
| II.II.2.3.4 | Commentaires sur les coûts de l'étape Stérile | 136 |
| II.II.2.3.5 | Commentaires sur les coûts de l'étape Résidus | 137 |
| II.II.2.3.6 | Commentaires sur les charges fixes | 137 |
| II.II.2.4 | Les teneurs de coupure d'équilibre | 138 |
| II.II.2.4.1 | Teneur de coupure d'équilibre entre les étapes Roche et Minéral | 139 |
| II.II.2.4.2 | Teneur de coupure d'équilibre entre les étapes Roche et Stérile | 139 |
| II.II.2.4.3 | Teneur de coupure d'équilibre entre les étapes Roche et Concentré | 139 |
| II.II.2.4.4 | Teneur de coupure d'équilibre entre les étapes Minéral et Stérile | 140 |
| II.II.2.4.5 | Teneur de coupure d'équilibre entre les étapes Minéral et Concentré | 140 |
| II.II.2.4.6 | Teneur de coupure d'équilibre entre les étapes Stérile et Concentré | 141 |
| II.II.2.5 | La teneur de coupure optimale | 141 |
| II.II.2.6 | Réflexions complémentaires sur l'étape Concentré | 141 |
| CHAPITRE II.III : EXPLOITATION DU MODELE | | 145 |
| II.III.1 | Exploitation du modèle en conditions stables | 148 |
| II.III.1.1 | Analyse de l'expression du Profit, retour sur les conditions nécessaires à la sélectivité | 148 |
| II.III.1.2 | Réflexions sur la nature de la teneur de coupure optimale | 150 |
| II.III.1.2.1 | En l'absence de l'étape Concentré | 150 |
| II.III.1.2.2 | En prenant en compte l'étape Concentré | 154 |
| II.III.1.3 | Conditions de l'exploitation sélective | 155 |
| II.III.1.3.1 | Les conditions favorables à la sélectivité | 155 |
| II.III.1.3.2 | Procédure d'étude de l'intérêt de la sélectivité pour un projet | 157 |
| II.III.1.3.3 | Procédure d'étude de l'intérêt de la sélectivité pour une mine existante | 158 |
| II.III.1.4 | Effet de la production minimale de concentré | 160 |
| II.III.1.5 | Application à un exemple | 162 |
| II.III.1.5.1 | Approche traditionnelle | 162 |
| II.III.1.5.2 | Approche suivant K.F. Lane | 163 |
| II.III.1.5.2 | Approche suivant le modèle proposé | 163 |
| II.III.2 | Exploitation du modèle en conditions instables | 166 |
| II.III.2.1 | Evolution de la teneur de coupure optimale en fonction de la valeur du point | 167 |
| II.III.2.2 | Situations réalistes en matière d'évolution de la teneur de coupure optimale et conséquences sur le choix des capacités | 169 |
| II.III.2.3 | Application à un exemple | 172 |

| | | |
|---|---|-----|
| II.III.3 | Effet de l'actualisation sur les résultats | 175 |
| II.III.3.1 | Expression générale de la VAN en fonction de la coupure | 175 |
| II.III.3.2 | Teneur de coupure optimale et actualisation | 179 |
| II.III.3.3 | Commentaires généraux en matière de prise en compte de l'actualisation | 180 |
| PARTIE III : LES DIFFICULTES DE LA MISE EN OEUVRE D'UNE EXPLOITATION SELECTIVE | | 183 |
| CHAPITRE III.I : LES PROBLEMES D'ESTIMATION GLOBALE DES GISEMENTS | | 187 |
| III.I.1 | L'importance des données à partir desquelles est définie la distribution des teneurs | 190 |
| III.I.1.1 | Importance de la dimension du support sur la distribution de teneurs | 190 |
| III.I.1.2 | Importance de la dimension du support sur la liaison entre réserves et coupure | 190 |
| III.I.1.4 | Importance de la dimension du support sur la liaison entre tonnage de métal et coupure | 192 |
| III.I.1.3 | Importance de la dimension du support sur la liaison entre teneur moyenne | 193 |
| III.I.2 | Exemple de détermination de la distribution des teneurs dans le corps minéralisé | 194 |
| III.I.2.1 | Quelques aspects théoriques généraux | 195 |
| III.I.2.1.1 | Les informations initiales | 195 |
| III.I.2.1.2 | Détermination de la distribution des teneurs par estimation individuelle des blocs | 196 |
| III.I.2.1.3 | Détermination de la distribution des teneurs par changement de support | 196 |
| III.I.2.2 | Présentation de la mine de Guemassa | 197 |
| III.I.2.2.1 | Historique | 197 |
| III.I.2.2.2 | Géologie | 197 |
| III.I.2.2.3 | Infrastructures | 198 |
| III.I.2.2.4 | Le schéma d'exploitation | 199 |
| III.I.2.3 | Détermination des courbes caractéristiques du corps minéralisé dans le cas de la mine de Guemassa | 200 |
| CHAPITRE III.II : LES PROBLEMES D'ESTIMATION GEOLOGIQUE LOCALE | | 205 |
| III.II.1 | Le mode d'échantillonnage | 208 |
| III.II.1.1 | Le prélèvement des échantillons | 209 |
| III.II.1.2 | L'analyse de l'échantillon | 211 |

| | | |
|---|--|-----|
| III.II.1.3 | Un exemple d'échantillonnage par la méthode des fleurets | 212 |
| III.II.1.3.1 | Présentation du chantier sur lequel a porté l'étude | 212 |
| III.II.1.3.2 | Le contrôle des teneurs et la planification habituellement mises en oeuvre à la mine | 213 |
| III.II.1.3.3 | Le travail effectué | 214 |
| III.II.1.3.4 | La prise des échantillons | 214 |
| III.II.1.3.5 | L'erreur d'échantillonnage | 216 |
| III.II.2 | Le mode d'estimation | 217 |
| III.II.2.1 | Les principaux facteurs de la qualité d'estimation | 217 |
| III.II.2.2 | Les techniques d'estimation classiques | 218 |
| III.II.2.2.1 | Les lignes isovaleurs | 218 |
| III.II.2.2.2 | La méthode des polygones d'influence | 218 |
| III.II.2.2.3 | La méthode du triangle | 219 |
| III.II.2.2.4 | La pondération en $1/d^a$ | 219 |
| III.II.2.2.5 | Le krigeage géostatistique linéaire | 220 |
| III.II.2.3 | Un exemple de mise au point d'une méthode d'estimation | 222 |
| III.II.3 | L'importance de la précision de l'estimation locale | 225 |
| III.II.3.1 | Cas général | 225 |
| III.II.3.2 | Application à l'exemple de la mine de Bleida | 227 |
| III.II.3.2.1 | Le premier test en vraie grandeur | 227 |
| III.II.3.2.2 | Le deuxième test en vraie grandeur | 228 |
| III.II.4 | Conclusion sur l'intérêt d'une exploitation sélective a la mine de Bleida | 231 |
| CHAPITRE III.III : LES PROBLEMES DE PLANIFICATION A COURT TERME DES EXPLOITATIONS | | 233 |
| III.III.1 | Les difficultés de l'exploitation | 236 |
| III.III.2 | La formalisation des contraintes | 237 |
| III.III.2.1 | Capacité de production | 237 |
| III.III.2.2 | Contraintes sur les teneurs | 238 |
| III.III.3 | Recherche d'une planification acceptable | 239 |
| III.III.3.1 | La méthode | 239 |
| III.III.3.2 | Orientation de la recherche de solutions : définition de priorités | 240 |
| III.III.3.3 | Le terme de la fonction d'urgence lié au remblayage | 241 |
| III.III.3.4 | Le terme de la fonction d'urgence lié aux teneurs | 242 |
| III.III.3.5 | Tri des solutions suivant leur urgence | 242 |
| III.III.4 | L'outil informatique d'aide à la planification | 243 |
| III.III.4.1 | Les feuilles de calcul | 243 |
| III.III.4.2 | L'outil de planification | 243 |
| III.III.5 | Les résultats opérationnels et les limites des outils | 244 |

| | | |
|-----------------------------|--|-----|
| III.III.5.1 | Commentaire des essais | 244 |
| III.III.5.1.1 | Ensemble de chantiers de réalisés nuls | 244 |
| III.III.5.1.2 | Ensemble de chantiers parfaitement décalés | 246 |
| III.III.5.1.3 | Ensemble de chantiers de réalisés initiaux identiques et importants | 247 |
| III.III.5.1.4 | Ensemble de chantiers réels de la mine | 248 |
| III.III.5.2 | Les limites du séquenceur | 250 |
| CONCLUSIONS ET PERSPECTIVES | | 251 |
| BIBLIOGRAPHIE | | 257 |